

КАРАГАНДИНСКИЙ ИНДУСТРИАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

УДК 669.184.244

На правах рукописи

ЖАУТИКОВ ФАРХАТ БАХЫТОВИЧ

**Исследование и разработка технологии двухстадийного
сталеплавильного передела по выплавке, выпуску, доводке в
агрегате печь-ковш углеродистого полупродукта в сталь**

6D070900 – Metallurgia

Диссертация на соискание степени
доктора философии PhD

Научные консультанты:

Романов В.И.
к.т.н., доцент Карагандинского
индустриального университета,
Республика Казахстан

Бабенко А.А.
Член- корр. РАЕН, д.т.н., профессор
ИМЕТ УрО РАН,
Российская Федерация

Республика Казахстан

Темиртау, 2021

СОДЕРЖАНИЕ

НОРМАТИВНЫЕ ССЫЛКИ.....	4
ОПРЕДЕЛЕНИЯ.....	5
ОБОЗНАЧЕНИЯ И СОКРАЩЕНИЯ.....	7
ВВЕДЕНИЕ.....	8
1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ВЫПЛАВКИ ПОЛУПРОДУКТА В КИСЛОРОДНО-КОНВЕРТЕРНОМ АГРЕГАТЕ	13
1.1 Современное состояние выплавки полупродукта в кислородно-конвертерном агрегате	13
1.2 Особенности кислородно-конвертерного процесса производства стали.....	15
1.3 Различные способы получения полупродукта.....	20
1.4 Особенности внепечной обработки металла. Основные характеристики агрегата ковш-печь.....	27
1.5 Методы отсечки шлака.....	34
1.6 Основные технологические приемы выплавки стали на АО «Арселор Миттал Темиртау».....	35
Выводы по 1 главе.....	40
2 ТЕРМОДИНАМИКА, МЕХАНИЗМ И КИНЕТИКА ПРОЦЕССА ОКИСЛЕНИЯ УГЛЕРОДА.....	41
2.1 Термодинамика процесса окисления углерода в жидком металле. Закономерности теории Вачера-Гамильтона и связь с выплавкой низко- и среднеуглеродистыми конструкционными марками сталей	41
2.2 Способы определения химического состава шлака с высокой концентрации вюститита.....	49
2.3 Экспрессное определение закиси железа в шлаке.....	52
2.4 Особенности раскисления металла.....	57
2.5 Укрупнение и всплывание неметаллических включений при раскислении стали.....	61
Выводы по 2 главе.....	63
3 РАЗРАБОТКА УСТРОЙСТВ ДЛЯ ОТДЕЛЕНИЯ МЕТАЛЛА ОТ ШЛАКА.....	64
3.1 Отсечка конвертерного шлака в стартовый период выпуска.....	64
3.2 Анализ существующих аналогов и предлагаемое устройство для закрывания выпускного отверстия конвертера.....	68

3.3	Разработка устройства для разделения металлургических расплавов.....	74
3.3.1	Стопорное устройство для отсечки первичного шлака, и апробация в условиях АО «АМТ».....	74
3.3.2	Промышленные образцы современных устройств для разделения металлургических расплавов и предлагаемые устройства.....	76
3.3.3	Апробация предлагаемого устройства для разделения металлургических расплавов.....	81
	Выводы по 3 главе.....	82
4	ТЕХНОЛОГИЯ И ОБОРУДОВАНИЯ УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ СПОСОБА ПОДАЧИ РАСКИСЛИТЕЛЕЙ.....	83
4.1	Полупромышленное испытание рафинирование и раскисление	83
4.2	Подачи раскислителей в сталеразливочный ковш.....	86
	Выводы по 4 главе.....	94
5	ЗАКЛЮЧИТЕЛЬНЫЕ ЭТАПЫ ПЕРЕДЕЛА В СТАЛЬ В КИСЛОРОДНО-КОНВЕРТЕРНОМ ЦЕХЕ.....	95
5.1	Отделение конвертерного шлака в заключительный период выпуска.....	95
5.2	Снижение доли неметаллических включений на этапе приема металла в разливочном отсеке промковша для слабовой заготовки.....	97
5.3	Выпуск металла в сталеразливочный ковш.....	101
5.4	Опытно-экспериментальное опробование отделения металла от шлака.....	104
5.4.1	Макет «холодного» конвертера.....	104
5.4.2	Комплексный подход применения предлагаемых устройств при выпуске металла из конвертера в сталеразливочный ковш в условиях АО «АМТ».....	107
	Выводы по 5 главе.....	119
	ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	121
	СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ.....	123
	ПРИЛОЖЕНИЕ А.....	132
	ПРИЛОЖЕНИЕ Б.....	134
	ПРИЛОЖЕНИЕ В.....	137
	ПРИЛОЖЕНИЕ Г.....	139

НОРМАТИВНЫЕ ССЫЛКИ

В настоящей диссертации использованы ссылки на следующие стандарты:
ГОСТ 7.32-2001 - Отчет о научно-исследовательской работе. Общие требования и правила оформления.

ГОСТ 7.1-2003 - Библиографическая запись. Библиографическое описание. Общие требования и правила составления.

ГОСТ 15.011-2005 – Патентные исследования. Содержание и порядок проведения.

ГОСТ 7.12-93 – Система стандартов по информации, библиотечному и издательскому делу. Библиографическая запись. Сокращение слов на русском языке. Общие требования и правила.

ГОСТ 15.01-82 – Система разработки и постановки продукции на производство. Порядок проведения патентных исследований.

ГОСТ 4755-91 - Ферромарганец. Технические требования и условия поставки.

ГОСТ 6008 - Межгосударственный стандарт. Марганец металлический и марганец азотированный. Технические условия.

ГОСТ 11069 - Межгосударственный стандарт. Алюминий первичный. Марки.

ГОСТ 295-98 - Алюминий для раскисления, производства ферросплавов и алюминотермии. Технические условия.

ГОСТ 4967-2015 - Сталь. Определение содержания неметаллических включений. Металлографический метод с использованием эталонных шкал.

ГОСТ 23581.3-79. - Руды железные, концентраты, агломераты и окатыши. Метод определения двухвалентного железа.

ОПРЕДЕЛЕНИЯ

В настоящей диссертации применяют следующие термины, с соответствующими определениями:

Агрегат печь-ковш – элемент технологической цепочки, включающий в себя дуговую печь и конвертер, предназначенный для доводки металла до необходимой температуры и химического состава после его выпуска из плавильного агрегата.

Внепечная обработка стали – это промежуточный процесс, где происходит выплавка стали и ее разливка.

Выплавка – процесс металлургического передела по получению жидкого металла.

Графитированные электроды - это продукт, который применяется в металлургической технологии, а именно при выплавке металла, стержни круглого или прямоугольного сечения, изготовленные из электротехнического угля.

Десульфурация металла - это операция, где снижается количество серы в продукте.

Доводка металла – заключительный процесс при обработке материала, изготовленный из металла.

Желоб – отверстие для разливки металла и шлака из сталеплавильных печей.

Легирование – это процесс связывания, который при его использовании изменяется химический состав основного материала.

Легирующие элементы – это связывающие материалы, которые содержат специальные элементы (титан, медь, никель, азот, хром и др.) для улучшения качества металла.

Лётка — отверстие в металлургических плавильных агрегатах для выпуска металла.

Ликвидус – линия фазовой диаграммы, выше которой находится только жидкая фаза.

Металлургия – сфера науки, включающая процессы получения металла из различных материалов.

Неметаллические включения – химические соединения металлов с неметаллами, которые находятся в сталях или сплавах.

Номограмма - график, которое выдает результаты графическим путем, при вычислениях используются специальные таблицы для расчета.

Плавка – заявленный тоннаж металла, получаемый в сталеплавильном ковше в результате плавления исходных материалов металлургического передела.

Полупродукт – промежуточное состояние между исходными материалами и конечным готовым продуктом.

Раскисление металлов – процесс удаления из стали и сплавов на основе железа, вредной примеси в виде растворенного кислорода.

Рафинирование металлов – процесс очистки металла от вредных примесей.

Рафинировочный шлак – шлак, обладающий высокой жидкоподвижностью и обеспечивающий высокую десульфурацию.

Сляб – продукт, являющийся результатом производственной деятельности агрегатов непрерывной разливки стали.

Солидус – линия фазовой диаграммы, показывающая температуру начала перехода металла в жидкую фазу.

Сталь – сплав, который содержит железо и углерод, при этом содержание углерода от 0,02 до 2,14%.

Торкретмасса – огнеупорный материал, которое ограничивает доступ подпня неметаллических включений, используется для футеровки промковша.

Трайб-аппарат – устройство, которое используется в агрегате «ковш-печь» для доводки металла с помощью наполненной порошковой проволокой, также может использоваться в впроцессах легирования и раскисления металла.

Флюс – это примесь, которое добавляется в расплав для регулирования температуры плавления.

Футеровка – защитный слой из огнеупорных материалов, который покрывает внутреннюю поверхность металлургических печей, ковшей и прочего оборудования.

Шлак – отход, получаемый при производстве металла.

ОБОЗНАЧЕНИЯ И СОКРАЩЕНИЯ

АО «АМТ»	- АрселорМиттал Темиртау
КК	- кислородный конвертер
УПП	- углеродистый полупродукт
УПК	- установка печь-ковш
УВГ	- Уравнение Вачера-Гамильтона
ПК	- промковш
СК	- сталеразливочный ковш
ДСП	- дуговая сталеплавильная печь
АПК	- агрегат печь-ковш
НЛЗ	- непрерывное литье заготовок
МНЛЗ	- машина непрерывного литья заготовок

ВВЕДЕНИЕ

Оценка современного состояния решаемой научной или научно-технологической проблемы.

Особенностью развития мировой металлургической промышленности охарактеризован переходом от мартеновского производства стали с разливкой её в изложницы к кислородно-конвертерному и электросталеплавильному производству с непрерывной разливкой. Широкое распространение получила так называемая ковшовая металлургия, взявшая на себя функции обеспечения требуемого химического состава и температуры разливаемого металла [1].

Переход на новые экономические условия хозяйствования потребовал коренной модернизации отечественной металлургической промышленности, важнейшей особенностью которой - была замена устаревших технологий на новые процессы и модернизация действующего оборудования (в частности, трайб-аппарат, свод охлаждаемый жидкостью, фурмы для продувки аргоном, экспресс анализаторы химического состава металла агрегата печь-ковш).

Согласно Государственной программе индустриально-инновационного развития Республики Казахстан на 2020-2025 годы металлургическая промышленность относится к среднетехнологическим отраслям, что требует усиления научного и инновационного потенциала на всех этапах производства готовой продукции [1].

В основных положениях вышеуказанной программы предусмотрено направление, которое предполагает, что: «политика в развитии черной металлургии будет направлена на реализацию приоритетных направлений по производству высококачественного сырья для получения стали, производство новых видов стали и расширение ассортимента высоколегированной стали. На международных рынках ожидается рост потребления стали в 1,3 раза к 2030 году за счет таких глобальных трендов, как рост потребления в развивающихся странах (Индия, Иран, страны Ближнего Востока и Африки), урбанизация, возрастающее потребление в новых секторах экономики (возобновляемые источники энергии, новый транспорт), сложность замещения альтернативной продукцией» [1].

В настоящее время, самым крупным металлургическим предприятием в Республике Казахстан является транснациональная компания АО «АрселорМиттал Темиртау» (АО «АМТ»).

Конвертерный цех имеет три кислородных конвертера емкостью 300 тонн и два миксера по 2500 тонн, три установки печь-ковш, 2 двухручьевые машины непрерывного литья заготовок, каждая мощностью 2,6 млн. тонн слэбов в год и шестиручьевая машина годовой производительностью 0,7 тонн блюмовой заготовки. При производстве конвертерной стали используется сырье из комбинированного чугуна на основе традиционного и фосфористого.

Современное сталелитейное производство базируется на переделе металла тандем-процессом, где в первом агрегате производится расплавленный углеродистый полупродукт (УПП), а во втором производится доводка по

химическому составу (десульфурация, раскисление, легирование, модифицирование и др.) и доведение металла до заданной температуры.

На сегодняшний день, садки кислородного конвертера увеличились и достигают 400 тонн [2], а электропечей – 420 тонн [3], соответственно и установок печь-ковш (УПК).

Представленная технология и оборудование действует практически на всех металлургических заводах, в частности, в марте 2019 года пущена третья установка «ковш-печь» на АО «АМТ», емкостью 300 тонн с мощностью трансформатора 45 МВА, а также на печах малой емкости – 20 и 60 тонных агрегатах Павлодарского металлургического завода «Кастинг», где имеются данные агрегаты по доводке металла.

Проблема заключается в загрязнении листового металла оксидными неметаллическими включениями. В связи с вышеизложенным оценка современного состояния решаемой научной проблемы является современной и актуальной.

Основание и исходные данные для разработки темы.

Основанием для разработки темы диссертационной работы является технология двухстадийного сталеплавильного передела и разработка дополнительных устройств в стартовый и заключительный периоды выпуска металла, позволяющая сократить угар полезных элементов и снизить долю неметаллических включений в стали.

В качестве исходных данных для разработки темы исследований выбраны: низкоуглеродистые марки стали, используемые в конвертерном цехе АО «АМТ» для получения слябовых заготовок.

Обоснование необходимости проведения данной научно-исследовательской работы.

Обоснованием необходимости проведения данной научно-исследовательской работы является исследование в обеспечении решений, направленные на достижение высоких технико-экономических и экологических показателей выплавки стали в условиях АО «АМТ».

Сведения о планируемом научно-техническом уровне разработки, о патентных исследованиях и выводы из них.

В процессе выполнения работы проводился статистический анализ паспортов плавов АО «АМТ» в период 2015-2020 годы, литературных данных и патентных исследований особенностей ведения плавки в кислородном конвертере и агрегате ковш-печь.

В планируемую научно-техническую разработку входило теоретическое обоснование и практическое подтверждение эффективности предлагаемой технологии двухстадийного сталеплавильного передела, обеспечивающее снижение угара и доли неметаллических включений в процессе обработки и готовом металле, путем разработки дополнительных устройств в стартовый, промежуточный и заключительный периоды выпуска металла. Техническое

решение предлагаемых изобретений подтверждается 6 патентами РК и Актом внедрения на предприятии АО «АМТ».

Сведения о метрологическом обеспечении.

В процессе проведения научно-исследовательских работ использовано метрологическое обеспечение Карагандинского индустриального университета и АО «АМТ». Метрологические измерения выполнялись на поверенных контрольно-измерительных приборах, проверенных в соответствии с нормативными документами.

Лаборатория инженерного профиля «Электронная микроскопия и нанотехнология» при НАО «Карагандинский индустриальный университет» аккредитована в системе аккредитации РК на соответствие требованиям СТ РК ИСО /МЭК 17025-2007 «Общие требования к компетентности испытательных и калибровочных лабораторий». Аттестат аккредитации зарегистрирован в реестре субъектов аккредитации № KZ.И.10.1360.

Актуальность темы.

В последнее время современное металлургическое производство характеризуется значительным расширением ассортимента металлопродукции, постоянным увеличением качественных и конкурентоспособных металлоизделий, с высокими эксплуатационными характеристиками при одновременном снижении себестоимости готовой продукции.

В производстве стали все более важным является обеспечение ее чистоты при тенденции снижения доли лома в металлошихте. При разливке расплавленного металла из одного металлургического резервуара (конвертер, сталь-ковш, промежуточный ковш, кристаллизатор) в другой важно обеспечить, чтобы шлак, расположенный на поверхности металла, как можно меньше попадал в следующую емкость.

При выплавке стали имеются процессы, где в составе шихты содержатся легирующие элементы, так называемые природнолегированный чугун. Он содержит марганец, хром, никель, ванадий и другие химические элементы. В процессе передела такой шихты практически всегда учитывается наличие данных элементов и за счет этого можно обеспечить экономию ферросплавов. Вместе с ними в результате окислительного характера устойчивых процессов происходит переход легирующих элементов из шихты в окисленный металл, что усложняет процесс.

Для снижения угара полезных элементов, с целью решения вопросов по удорожанию ферросплавов необходимо использовать последние достижения науки в данном вопросе.

Новизна темы. Новизна работы заключается в технологическом совершенствовании двухстадийного сталеплавильного передела по выплавке и выпуску углеродистого полупродукта в сталь, позволяющая снизить угар полезных элементов путем внедрения дополнительных устройств для отсечки

шлака, подачи раскислителей и легирующих материалов и снизить долю неметаллических включений в стали.

Научная новизна полученных результатов:

- Разработан новый режим присадки шлакообразующих материалов по ходу продувки металла в конвертера, заключающийся в добавлении периклаза для увеличения стойкости футеровки конвертера, составлена номограмма, учитывающая расход чугуна, его температуру, присутствие в нем различной концентрации кремния и фосфора для получения низкоуглеродистого и перитектического металла.

- Получено уравнение зависимости окисленности шлака от концентрации углерода в металле ($(\text{FeO}) = 35,251 - 39,032[\text{C}]$).

- Установлены следующие закономерности осаждающего раскисления металла:

1. Первично попавший шлак в сталеразливочный ковш полностью избавляется от повышенной окисленности до уровня 0,4 % закиси железа.

2. В заключительный период выпуска наблюдается понижение температуры плавления шлака на 30-120⁰С за счет снижения основности при использовании силикомарганца, ферросилиция и алюминия.

- Впервые разработаны новые способы сепарации шлака, заключающиеся в отделении металла от шлака. При использовании этих способов на предприятии АО «АрселорМиттал Темиртау» для получения наиболее распространённых конструкционных марок сталей угар марганца сократился на 4,2%, кремния на 3,7%, алюминия на 4,4% с одновременным снижением доли неметаллических включений в стали на 1,2%.

- Впервые предложено отделять шлак от металла путем применения стопорных устройств и загущения шлака в промежуточный и заключительный периоды выпуска металла из конвертера.

Связь работы с другими научно-исследовательскими работами.

Диссертационная работа выполнена на кафедре «Металлургия и материаловедение» и на базе учебно-научно-производственного центра «Металлургия» университета, на базе конвертерного цеха АО «АМТ», а также в лаборатории Уральского филиала российской академии наук (г. Екатеринбург).

Цель исследований заключается в исследовании и технологическом совершенствовании двухстадийного сталеплавильного передела по выплавке и выпуску углеродистого полупродукта в сталь, способствующий снижению угара при раскислении и легировании материалов на этапе передела углеродистого полупродукта и уменьшение доли оксидных неметаллических включений в стали.

Объектом исследования является технология и сталелитейное оборудование металлургического предприятия АО «АрселорМиттал Темиртау».

Предметом исследования является технология получения углеродистого полупродукта в конвертере и доводка металла до заданного химического состава и температуры в агрегате ковш-печь.

Задачи исследования, их место в выполнении научно-исследовательской работы в целом.

К числу основных задач исследований относятся:

- проведение литературно-патентного поиска по выплавке углеродистого полупродукта в кислородном конвертере;
- исследование особенностей процесса обработки металла на агрегате «печь-ковш» в конвертерном цехе АО «АМТ»;
- усовершенствование технологии разделения металлургических расплавов, с целью повышения качества металлопродукта;
- разработка вариантов отделения металла от шлака в стартовый и заключительный период отсечки шлака при выпуске из конвертера для условий АО «АМТ».

Методологическая база исследований.

Методология работы основана на совершенствовании технологии сталеплавильных процессов, оборудования и закономерностей формирования расплавов на основе железа. Для достижения поставленной цели и решения задач в рамках проведения диссертационной работы использовались следующие методы: критический анализ патентно-информационных источников, планирование и проведение полупромышленного эксперимента, статистические методы анализа, моделирование и непосредственная выплавка металла на АО «АрселорМитал Темиртау» в кислородно-конвертерном цехе.

Положения, выносимые на защиту.

На защиту диссертационной работы выносятся следующие положения:

- результаты обоснования технологии двухстадийного передела в стартовый, промежуточный и заключительный период выпуска металла;
- способы отсечки шлака при сливе металла из конвертера;
- результаты обоснования уменьшения угара при раскислении и легировании материалов на этапе передела углеродистого полупродукта;
- результаты обоснования уменьшения доли оксидных неметаллических включений в стали.

Практическая ценность работы заключается в инновационных устройствах для разделения расплавов металла и шлака, снижению угара полезных элементов и доли неметаллических включений в стали, что подтверждается получением шестью патентами РК на изобретение, двумя заявками на изобретение в Евразийском патентном ведомстве.

Апробация результатов диссертационной работы. По результатам работы за 2017-2020 гг. опубликованы 12 печатных работ, в т.ч.:

- 1 статья в издании с ненулевым импакт-фактором, входящий в наукометрическую базу данных Scopus (процентиль 38);

- 3 статьи - в научных изданиях, включенных в Перечень изданий, рекомендуемых Комитетом по обеспечению качества в сфере образования и науки Министерства образования и науки Республики Казахстан (КОКСОН МОН РК);

- 8 статей в сборниках научных трудов международных конференций.

Новизна технических решений подтверждена 6 патентами на изобретение РК и 2 заявки на изобретение находятся на экспертизе в Евразийском патентном ведомстве на этапе (имеется положительное решение о результате формальной экспертизы).

Структура и объем диссертации. Диссертация состоит из введения, 5 глав, заключения и 4 приложений. Работа изложена на 144 страницах, содержит 22 таблиц, 73 рисунков. Список использованных источников включает 115 наименований.

1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ВЫПЛАВКИ ПОЛУПРОДУКТА В КИСЛОРОДНО-КОНВЕРТЕРНОМ АГРЕГАТЕ

1.1 Современное состояние выплавки полупродукта в кислородно-конвертерном агрегате

Сталь как конструкционный материал обладает комплексом уникальных физико-технических, технологических и эксплуатационных свойств, что позволяет ей иметь наиболее широкую область применения [4]. Мировой объем производства стали постоянно возрастает. Производителями стальной продукции являются более чем 100 стран мира. Основными производителями стали кислородно-конвертерным способом являются такие страны, как Россия, КНР, США, Южная Корея, Япония, Бразилия, Индия, Украина [5-7].

Не смотря на большую конкуренцию среди производителей стали, идет снижение темпа прироста потребления металла. При этом, металлургический процесс производства стали претерпевает изменения. Сами производители стараются технически усовершенствовать свои предприятия за счет создания компактных и гибких технологических модулей [8].

Мировое производство стали в 2019 году снизилось на 0,7% и составило 873,6 млн тонн. Наибольший прирост производства продемонстрировали Иран, Вьетнам, Индия, США [8].

Согласно рейтинга РИА основным лидером отрасли является Китай. В 2019 году выплавка стали в КНР составила 996,3 млн. тонн, в то время как в 2018 году данный показатель составлял 928,3 млн. тонн. Доля Китая в общемировом производстве стали в 2019 году составила 53,3%, что стало рекордным результатом. Но не смотря на это доля экспорта металлопродукции в Китае снизилась на 7,3% до 64,3 млн. тонн, что стало минимальным показателем с 2013 года [8].

Индия также является основным стальным производителем. За счет внутреннего спроса и экспорта стали в 2019 году прирост выпуска стали повысился на 1,8% или на 2 млн. тонн [8].

Среди других стран Азиатского региона стоит отметить и Японию. В 2019 году объем производства стали снизился на 5 млн тонн. Не смотря на снижение экспорта стали, импорт продукции увеличился на 3,9% до 8,7 млн тонн [8].

В 2019 году объем производства стали в США увеличился на 1,3 млн. тонн. По данным American Iron and Steel Institute (AISI), в 2019 году на американский рынок поступило из-за рубежа 28,7 млн тонн стальной продукции, что на 15,0% ниже, чем годом ранее [8].

В странах ЕС и СНГ идет спад производства стали. В 2019 году Россия снизила производства стали на 0,8% или 0,5 млн. тонн [8].

ЕС в целом снизил производство на 4,9%. По данным Eurofer, видимое потребление стали в странах ЕС в 2019 году снизилось на 3,3% до 157 млн тонн [8].

Тем не менее, стоит отметить, что в последние годы такие страны, как Вьетнам и Иран являются одними из основных производителями стали. В 2017-

2019 годах во Вьетнаме были запущены две доменные печи суммарной ежегодной мощностью 8 млн тонн [8].

В 2020 году наблюдается резкое падение производства в связи с пандемией коронавируса. В Европе закрылись почти все автомобилестроительные заводы и некоторые металлургические. Также спад может начаться в Индии, США и Вьетнаме. Также сохранится отрицательная динамика производства в России и Японии. Но при этом пока не очень ясно, какие показатели продемонстрирует Китай, который даже в самые тяжелые для себя времена февраля-марта 2020 года продолжал наращивать производство стали, формируя огромные запасы [8].

Согласно статистическим исследованиям, в мире работают около 280 кислородно-конвертерных цехов, оборудованных до 700 конвертерами. 65,5% суммарного мирового объема металла приходится на конвертерное производство. Сверхкрупные конвертеры имеют емкость более 290-300 тонн. Основные из них находятся в России, Японии, Германии, Украине, США, Южной Корее, Великобритании, Польше, Франции, Индии и Нидерландах (рисунок 1.1).



Рисунок 1.1 - Количество сверхкрупных конвертерных цехов в разрезе стран

Ведущими экспортерами стали по праву можно считать Японию, Россию и Украину. Увеличение производительности металлопродукции в России и Украине возможен за счет реструктуризации цехов, где все еще действуют мартеновские печи.

Поэтому, для дальнейшего развития конвертерного производства в мире, необходимо постоянное совершенствование технологического процесса конвертерного производства, его автоматизации. Необходимо обеспечить оптимальные экономические показатели, повысить производительность за счет введения энергосберегающих и ресурсосберегающих технологий, а также пересмотреть экологическую безопасность.

1.2 Особенности кислородно-конвертерного процесса производства стали

Применение автоматизации в современных металлургических заводах необходимо. Благодаря внесенным в компьютер данным можно получить данные о шихтовых материалах. Исходными данными служат: состав чугуна и других шихтовых материалов, температура чугуна, марки выплавляемой стали и т.д. Благодаря им можно получить информацию о расходе чугуна, лома, шлакообразующих, ферросплавов и других материалов.

Для определения расхода лома необходимо сохранять неизменным значение заданной температуры продувки металла, при этом обеспечивая тепловой баланс, а расчет извести основан на данных конечного шлака (2,7-3,6).

В шихтовом участке заполняют совки объемом 20-110 м³ ломом, затем посредством рельсовой транспортировки доставляют к конверторам. Конвертер загружают через отверстие горловины. Для заливки жидкого чугуна необходимо использовать наклонный конвертер, куда при помощи при помощи мостового крана из заливочного ковша осуществляется заливка. Вместимость конвертера составляет 300 тонн и более жидкого чугуна. Заливочные ковши доставляют из миксерного или переливного отделений. Сыпучие материалы загружают автоматизировано. Данный процесс работает непрерывно. Процесс загрузки включает следующие этапы:

- 1) хранение сыпучих материалов в расходных бункерах, расположенных над конвертером;

- 2) при помощи вибрационных питателей и весовых дозаторов необходимое количество сыпучих материалов направляют в промежуточный бункер;

- 3) из промежуточного бункера сыпучие материалы отправляют по наклонной трубе.

- 4) сыпучие материалы ссыплют в конвертер через горловину.

На сегодняшний день дутьевой режим является одним из наиболее эффективных способов обеспечения кислородно-конвертерного процесса. Дутьевой режим регулирует процессы шлакообразования, что определяет завершенность основных металлургических реакций и конечные результаты плавки.

Дутье оказывает влияние не только на гидродинамические параметры продуваемой ванны, но и оказывают значительное влияние на условия массообмена и теплообмена в конверторной ванне, образование и удаление всплесков жидкой фазы, условия работы верхнего водоохлаждаемого кислородного копья. Дутье благотворно оказывает влияние эффективное использование потока кислорода, интенсивное перемешивание ванны и необходимое окисление шлака.

Анализ работы [9] показал, что использование в качестве шлакообразующего материала брикетированный материал с 50 и 100% замене кусковой извести, достигается получение более качественного высокоосновного шлака, также получена возможность проведения реакций удаления из металла вредных примесей, таких как серы и фосфора до оптимального значения.

Периоды плавки в кислородном конвертере представлены на рисунке 1.2.

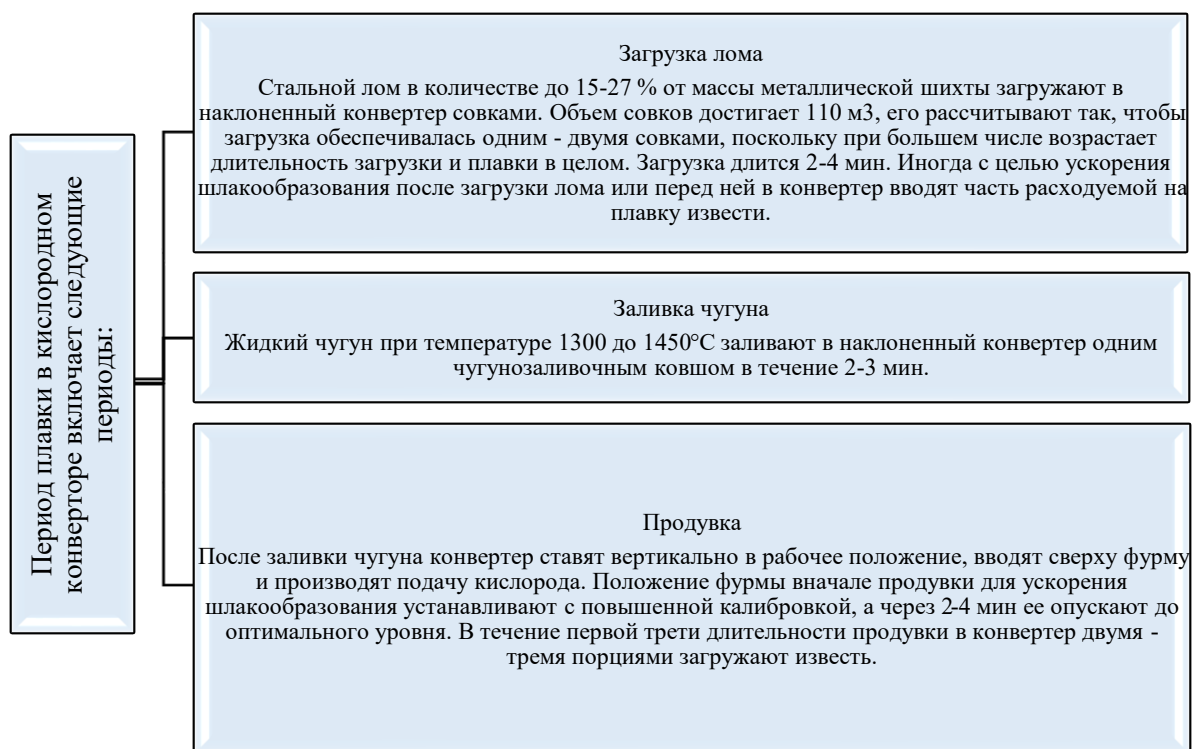


Рисунок 1.2 – Периоды плавки в кислородном конвертере

Степень окисленности шлака не должна превышать допустимых значений. Содержание оксида железа FeO при конвертерном производстве должна находиться в пределах ~25-25%. Влияние FeO на качество стали очень велико. Они указывают влияние на огнеупорную футеровку. Для повышения огнеупорности необходимо обогащать шлак MgO. Введение магнезии до уровня 6-14% в состав шлакообразующих материалов затрудняет переход из огнеупоров в шлак. Поэтому, в основном, в качестве шлакообразующих материалов используют доломит и его аналоги.

Вопрос проектирования многоцелевого дутьевого оборудования для комбинированных дутьевых преобразователей, вопросы внедрения оптимальных режимов струйной обработки и плавки шлака находятся в стадии начальной разработки и исследований.

В практике металлургического производства успешно применяются три схемы вдувания кислорода в конвертерную ванну, каждая из которых имеет свои преимущества и недостатки: сверху через водоохлаждаемую фурму, через расположенные в днище продувочные блоки и комбинированную. Различные модификации кислородно-конвертерного производства стали представлены в таблице 1.1 [10-12].

Наибольшее распространение в металлургии получила схема, при которой кислород с расходом 2-3,5 м³(т-мин) подается через погружаемую сверху водоохлаждаемую фурму.

Таблица 1.1 - Различные модификации кислородно-конвертерного процесса [4].

Наименование процесса	Описание процесса	Фирма, которая предложила процесс
LD (Linz-Donawitz)	Первый кислородно-конвертерный процесс с вдуванием кислорода через погружаемую сверху водоохлаждаемую фурму и использованием кусковой извести	Voest Alpine, Австрия
BOF	Аналогичен процессу LD	Широко используемый в мире
BOP	Аналогичен процессам LD и BOF	USX (США) другие фирмы
LD-AC	Подобный процессу LD с вдуванием порошкообразной извести (для металла с высоким содержанием фосфора)	ARBED/CRM (Люксембург и Франция)
LD-CL	Процесс LD с вращением фурмы	NKK, Япония
LD-PJ	Процесс LD с пульсирующей подачей кислорода	Italsider
LD-GTL	Процесс LD с подачей аргона или азота через верхнюю фурму и использованием кусковой извести	Linde/National Steel (США)
AOB	Аналогичен процессу LD-GTL	Inland, Union Carbide
LBE	Процесс LD с пористыми продувочными узлами в днище и использованием кусковой извести	ARBED (Люксембург), IRSID (Франция)
LD-KGS	Процесс LD с большим числом маленьких фурм, расположенных в днище, для вдувания Ar, N ₂ , CO и использованием кусковой извести	Kawasaki Steel (Япония)
NK-CB	Процесс LD с простыми донными фурмами или пористыми элементами для вдувания Ar/N ₂ /CO ₂ и использованием кусковой извести	NKK, Япония
OBM	Процесс со 100% донной продувкой через фурмы с защитой природным газом и вдуванием порошковой извести	Maxhutte (Германия)
OBM-S	Процесс, аналогичный OBM, но с дополнительным вдуванием кислорода через верхнюю погружаемую фурму	Maxhutte (Германия)
Q-BOP	Аналогичен процессу OBM	USX (США)
K-BOP	Вдувание кислорода через верхнюю фурму и через донные продувочные узлы, охлаждаемые природным газом, и вдувание порошковой извести	Kawasaki Steel (Япония)
LD-OB	Процесс OBM, дополненный продувкой кислородом сверху с использованием кусковой извести	Nippon Steel (Япония)
STB-P	Аналогичен процессу STB, исключая вдувание порошковой извести через верхнюю фурму для коррекции содержания фосфора	Sumitomo (Япония)
KMS	Процесс, аналогичный OBM, но с дополнительным вдуванием порошкообразного угля через донные фурмы для ускорения расплавления металлолома	Klockner (Германия)

В настоящее время применение математического моделирования, а именно высокотемпературного моделирования кислородно-конвертерного процесса дало возможность получить данные о вопросах взаимодействия кислородных струй с расплавом [13-16], механизма рафинирования [17-18] и гидродинамики конвертерной ванны [19]. Благодаря такому толчку в научной среде в сфере металлургии, были разработаны основные положения физико-химической модели кислородно-конвертерного процесса [20-22], а также все теоретические

основы были успешно реализованы на практике. Но, несмотря на это, новые комбинированные конверторные процессы остаются малоизученными.

Согласно исследуемому литературно-патентному обзору [23-24] касательно промышленной эксплуатации новых вариантов комбинированного дутья, в основном, представленная информация носит теоретический, а зачастую и рекламный характер. Предлагаемые зарубежными специалистами теоретические исследования не опробованы на производстве, и требуют проверки в конкретных условиях.

В течение продувки протекают следующие основные металлургические процессы, рисунок 1.3:

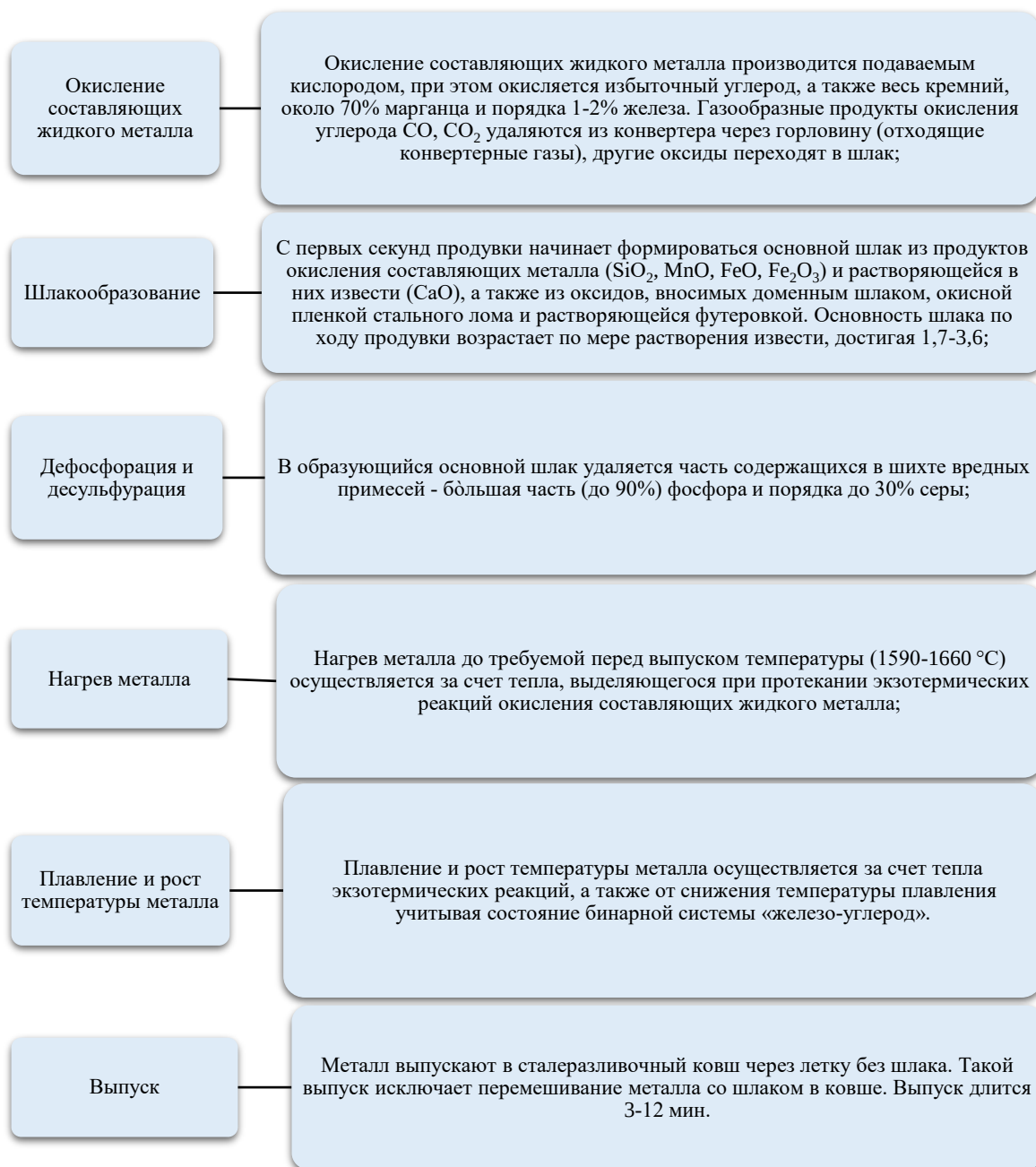


Рисунок 1.3 - Основные металлургические процессы во время продувки металла

Ферросплавы, в первую очередь, вводят с целью раскисления и легирования металла. В процессе выпуска металла, происходит попадание шлака, предотвращающий быстрое охлаждение. Тем не менее, шлак повышает окисленность металла.

Содержание углерода в шихте должно превышать его марочного значения на 0,7 – 1,1 %. Если значения углерода будет ниже указанного предела, то это приводит к увеличению промежутка плавки, а также к увеличению токовых операций. Превышенные значения углерода в шихте от допустимых приводит к снижению токовых операций, но сама плавка по времени будет проходить дольше.

При расчете металлургических процессов очень важно знать значение температурного режима, то есть температуры ликвидус стали. Информация о температуре ликвидус имеет большое практическое значение. Данный параметр дает возможность снизить энергозатраты, а также оптимизировать данные нагрева. Так, например, авторами работы [25] были разработаны нормативы температуры металла в ковше. Все данные были получены благодаря экспериментальным данным по температуре ликвидус стали. Предложенные нормативы позволяют предотвратить образование дефектов. Но несмотря на это, разработанные стандарты не могут быть применены на практики из-за существенных различий по химическому составу марок стали. Поэтому, очень важно разработать рекомендации, на основании проведенных экспериментальных исследований, по определению температуры ликвидуса, зависящие от марки стали, ее химическому составу и т.д.

Для определения температуры начала кристаллизации необходимо найти точку пересечения кривых температуры и времени. Для определения температуры конца кристаллизации необходимо найти точку пересечения линий участков затвердевания (плавления) и охлаждения (нагрева) металла [26].

Значения температуры начала и конца кристаллизации возможно могут отличаться от равновесных температур ликвидуса ($T_{лик}$) и солидуса ($T_{сол}$). Это обусловлено неравновесностью происходящих процессов. Данные о температурах и точках пересечения зависят от конкретной марки стали, ее характеристик, а именно температуры кристаллизации и скорости охлаждения либо нагрева образца. Для определения окончательных значений температур ликвидуса и солидуса необходимо определить среднее арифметическое значение нагрева и охлаждения образца.

С целью получения более высококачественного литья, а также поддержания стабильности процесса разливки необходим постоянный контроль температурного режима разливаемого металла.

Превышение температурного режима над температурой ликвидуса способствует возникновению поверхностных дефектов (трещин), изменению структуры слитков, развитию макроструктурных дефектов (осевая ликвация, центральная пористость). Если значение температуры металла в промковше (ПК) превышает допустимого оптимального значения, то необходимо снизить скорость вытягивания НЛЗ, на каждые 10^0C необходимо снизить скорость разливки на 5% [27].

Чтобы определить температуру металла в промковше необходимо знать температуру ликвидуса, зависящая от конкретной марки стали.

Работу машины непрерывного литья заготовок (МНЛЗ) характеризует выпускаемая ею продукция, а именно качество разливаемого металла. Также на охлаждение сляба в МНЛЗ влияют стойкость оборудования МНЛЗ и ее производительность. К недостаткам МНЛЗ относят:

- 1) изменение скоростей разливки металла;
- 2) уровня мениска металла и т.д.

Из-за таких недостатков процесс охлаждения сляба является неудовлетворительной. Поэтому, с целью устранения таких недочетов, авторами [28] был предложен способ охлаждения сляба в МНЛЗ, сущность которого заключается в следующем: при охлаждении сляба значениями уровня мениска и параметров жидкого металла в кристаллизаторе можно пренебречь.

1.3 Различные способы получения полупродукта

Для получения полупродукта с повышенной предельной концентрацией по углероду в металлургии существуют различные способы. Одним из таких способов предложен авторами [29]. Плавка металла в высокомоощных дуговых печах подразумевает потребления 15-70% шихты. Жидкий состав передельного чугуна состоит из:

- 1) 5-10% металла предыдущей плавки;
- 2) 40-70% извести;
- 3) 10-20% плавикового шпата.

Продувка ванны кислородом происходит в течении 3-5 мин. Далее полученный расплав загружают 30-50% стального лома и одновременно включают печь и вводят кислород. Завершают операции на установке «ковш-печь». Все же данный способ имеет существенные недостатки:

- во время заливки в жидкий чугун металлолома существует опасность выброса горячего расплава из пространства печи;
- во время заливки передельного чугуна к остаткам предыдущей плавки, также существует опасность выброса горячей смеси из пространства печи (при производстве низкоуглеродистого сортамента);
- воздействие кислорода на футеровку подины печи.

Температура металла перед выпуском должна соответствовать таблице 1.2 согласно технологической инструкции АО «АМТ» [30].

Таблица 1.2 – Рекомендуемая температура металла перед выпуском.

Сортмент	Температура металла на выпуске при обработке на УПК, °С	Температура металла на выпуске при обработке на УДМ, °С
1	2	3
Массовая доля углерода не более 0,07 %	от 1630 до 1645	от 1640 до 1650
Массовая доля углерода от 0,08 до 0,10 %	от 1635 до 1645	от 1655 до 1665

Продолжение таблицы 1.2

Массовая доля углерода от 0,1 до 0,14 %	от 1630 до 1640	от 1650 до 1660
Массовая доля углерода от 0,14 до 0,22 %	от 1635 до 1645	от 1655 до 1665
Массовая доля углерода от 0,19 до 0,25 %	от 1640 до 1650	от 1660 до 1670
Низколегированные марки стали с массовой долей углерода от 0,08 до 0,18 %	от 1645 до 1655	от 1665 до 1670
Низколегированные марки стали с массовой долей углерода от 0,14 до 0,23 %	от 1640 до 1650	от 1660 до 1670
60Г	от 1605 до 1613	от 1625 до 1635
65Г	от 1600 до 1610	от 1620 до 1630
70Г	от 1600 до 1605	от 1613 до 1625

Существует способ выплавки углеродистых и низколегированных марок сталей. Согласно изобретению [31] возможность сокращения временного интервала плавки, а в следствии сокращение затрат на электроэнергию, снижение угара, и в целом, повышение цеховых технико-экономических показателей, достигается путем утилизирования отходов собственного производства (обрезь, скрап и др.) в значительных объемах, без снижения основных показателей работы электропечи. Основные технологические металлургические операции ведут по схеме (рисунок 1.4).

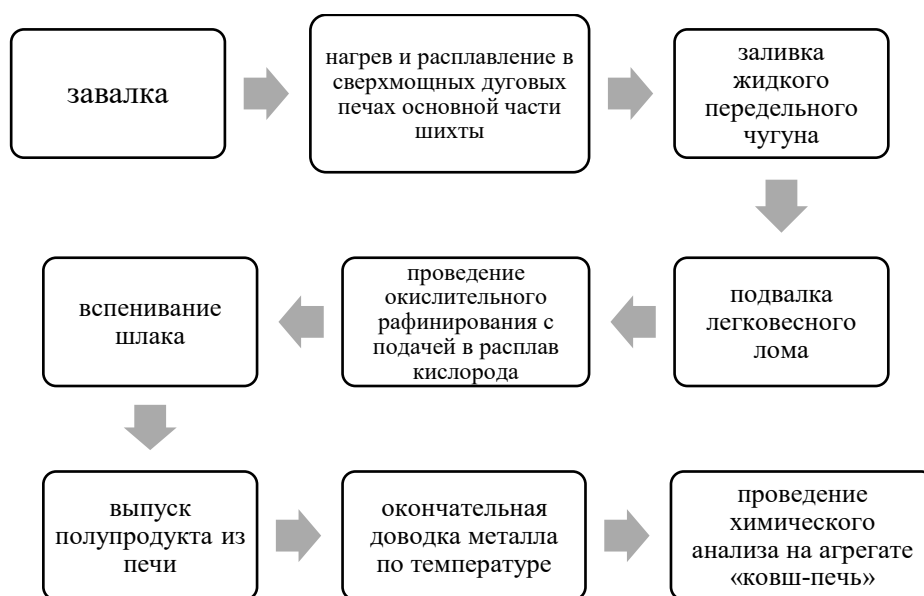


Рисунок 1.4– Схема основных технологических операций в металлургии

Одним из таких способов относится выплавка жидкого чугуна в кислородном конвертере, где доля металлолома в металлошихте превышает допустимые значения. Процесс выплавки происходит с одновременным процессом присадкой шлакообразующих и продувкой жидкого металла

кислородом. Разница такого способа заключается в том, что при выпуске металла в ковш, при увеличении расхода металлолома на каждую тонну снижают температуру выпускаемого жидкого металла на 3-5°C, а также при расходе кислорода на каждые 0,85 - 0,97 м³/т снижают температуру на 10°C. К металлу присаживают ожелезнённый доломит. Это происходит в процессе продувки металла. Перед выпуском жидкого металла необходимо предварительно нагреть ковш. Процесс выпуска металла сопровождается попаданием в жидкий металл ферросплавов, алюминия, извести (5-8 кг на тонну), плавикового шпата (1,3- кг на тонну). 40-60% извести и плавикового шпата подают на зеркало металла в ковше. Затем жидкий металл подвергают электрическому нагреву. Нагрев осуществляют в ковше до температуры, необходимой для выпечной обработки и последующего непрерывного литья [32-33].

Этот способ повышает производительность процесса, обеспечивает сокращение временного интервала процессов плавки, приводит к уменьшению расхода кислорода, топлива и шлакообразующих, что в общем сказывается на снижении себестоимости стали.

Этому способу присущи недостатки: повышение затрат на электроэнергию из-за необходимости электрического нагрева металла в ковше до температуры, необходимой для разлива и не учитывается химический состав чугуна (содержание кремния и фосфора) при шихтовке плавки.

Также известен способ производства стали, повышающий стойкость футеровки. Он заключается в следующем: часть расплава предыдущей плавки оставляют в ванне. Затем ванну наполняют металлоломом. Металлолом расплавляют. Температура продувки кислородом выше температуры выпуска. А количество избыточного расплава от предыдущей плавки можно определить по следующей формуле:

$$G_{ст} = Q_{из} * G_{ч} / C(t_{max} - t_{пл}), \quad (1.1)$$

где $G_{ст}$ - количество оставляемого расплава, кг град;

$G_{ч}$ - количество чугуна в плавке, кг

$Q_{из}$ - удельное избыточное тепло ванны, кДж/моль чугуна;

C - теплоёмкость расплава, кДж/моль

t_{max} - максимальная допустимая температура расплава после продувки, °C

$t_{пл}$ температура выпуска расплава, °C.

Этот способ производства стали позволяет увеличить выход годного и повысить стойкость футеровки, поскольку металлолом расплавляют не кислородом, а теплом перегрева ванны. К недостаткам этого способа относится увеличение длительности плавки из-за дополнительной продувки расплава и повышение затрат на подогрев металлолома вне конвертера. Этот способ производства стали не учитывает химический состав чугуна (содержание кремния и фосфора) для оптимизации технологического процесса [34].

Известен способ [35], заключающийся в том, что завалка лома, заливка чугуна, присадка шлакообразующих, определение износа футеровки происходит по ходу эксплуатации, корректирование рабочего положения фурмы

относительно зеркала металла, продувку металла кислородом, опускание фурмы на рабочий уровень, отличающийся тем, что, с целью увеличения выхода металла, корректировку высоты фурмы производят непрерывно от плавки к плавке после опускания фурмы на рабочий уровень, при этом высоту фурмы H определяют по зависимости:

$$H = \left(H_p - \frac{\Delta H}{2} + \frac{\Delta H}{N_\phi} \right) \cdot N \quad \dots (1.2)$$

где H_p - рабочая высота фурмы на первой плавке в приведенных калибрах;

$H=20-40$ - изменение высоты фурмы за кампанию в приведенных калибрах;

N_ϕ , - количество плавов за кампанию;

N – градиент положения фурмы.

Корректировка положения фурмы зависит от степени ее износа. Производство корректировки фурмы позволяет повысить выпуск продукции на 0,87%.

Данный способ производства стали не учитывает содержание кремния и фосфора в чугуне и баланс основных материалов (чугун, металлолом, шлакообразующие), а также продолжительности межплавочных простоев конвертера.

Предложенный способ [35] выплавки конвертерной стали, включающий оставление жидкого шлака предыдущей плавки в конвертере, завалку лома, заливку чугуна, продувку кислородом, присадки шлакообразующих материалов, определение износа футеровки по ходу эксплуатации, отличающийся тем, что в зависимости от стойкости футеровки конвертера производится корректировка шихтовки плавки (соотношение расход чугуна / расход лома).

Целью изобретения является повышение выхода годного металла и достижение к концу продувки заданных параметров металла (окисленность - не более 800 ppm, температура - в пределах 1630-1640°C, содержание углерода в пределах 0,04-0,07%) и повышение стойкости футеровки конвертера без дополнительных затрат.

Поставленная цель достигается за счёт оптимизации технологических приёмов шихтовки плавки в зависимости от стойкости футеровки конвертера, теплосодержания металлической ванны (периода кампании конвертера: начало-середина-конец).

Все описания по заявкам относятся к технологии производства стали в кислородных конвертерах садкой ~ 300 т, работающих на чугуне переменного химического состава по содержанию основных элементов (кремния и фосфора).

Доля чугуна в металлошихте должна изменяться в пределах от 72 до 77% в зависимости от периода кампании конвертера (начало-середина-конец).

Применение режима шихтовки плавки с учётом теплосодержания футеровки конвертера, которое зависит от периода кампании конвертера, позволяет получить максимальный выход годного металла и стабильные параметры металла после продувки. В начале кампании максимальный выход годного металла получен при использовании металлошихты, состоящей из 72,3-73,8% чугуна и 27,7-26,2% лома соответственно. Доля чугуна составила в

среднем 73%. Для начала кампании данный режим шихтовки является оптимальным с точки зрения сбалансирования теплосодержания плавки.

Соотношения расхода чугуна и лома на плавку представлены в таблице 1.3.

Таблица 1.3 - Соотношения расхода чугуна и лома на плавку

Период кампании конвертера	Доля плавов по стойкости, %	Доля чугуна в металлошихте, %	Доля лома в металлошихте, %
Начало	До 30	72,3 - 73,8	27,7 – 26,2
Середина	30-80	74,1 – 75,7	25,9 – 24,3
Конец	Более 80	76,0 – 77,5	24,0 – 22,5

Снижение доли чугуна ведёт к необходимости компенсировать недостающее тепло увеличением степени передувки для достижения необходимой температуры металла после продувки. Это приводит к повышенному угару железа из металлической ванны и резкому снижению выхода годного металла. При повышенной доле чугуна увеличивается теплосодержание ванны, излишнее тепло необходимо снимать дополнительными присадками охладителей, в качестве которых применяют доломит, агломерат, железорудные окатыши, что усложняет технологию ведения плавки и приводит к увеличению вероятности выбросов шлакометаллической эмульсии из конвертера и, как следствие, снижению выхода годного металла.

Для середины кампании наибольший выход годного металла (88,9%) получен при доле чугуна в металлошихте на уровне 74,1-75,7%. Это значение является максимальным для всей кампании конвертера. Так как при стойкости конвертера выше 30 и до 80 % плавов, футеровка конвертера полностью аккумулировала тепло и дополнительного тепла на нагрев футеровки не затрачивается, разгар футеровки очень незначителен и потери тепла через горловину конвертера и его корпус невелики.

Увеличение потерь тепла в конце кампании (более 80% плавов) вызывает необходимость компенсации потерь за счёт увеличения доли чугуна в металлошихте до 76% и более. С точки зрения сохранения теплового баланса плавки и получения максимального выхода годного металла, в конце кампании доля чугуна должна составлять 76-77,5%. Выход годного металла при этом составляет 88,2%. Выделены наиболее значимые контролируемые параметры, учитывать которые необходимо при шихтовке плавки. Такими параметрами являются:

- химический состав и температура чугуна;
- период кампании конвертера;
- продолжительность межплавочных простоев;
- расход извести.

Количественная оценка влияния каждого из вышеназванных параметров получена на основании расчётов материального и теплового баланса конвертерной плавки, результатов балансовых плавов, анализа опыта работы родственных предприятий.

На основании этого, [35] была построена номограмма (рисунок 1.5) для расчёта расхода шихтовых материалов конвертерной плавки по статистическим данным собранным в процессе работы. Количество параметров, оказывающих влияние на расход чугуна в конвертерной плавке значительно больше, чем охватывает данная номограмма. Однако, выделение наиболее значимых факторов по характеру изменения которых можно реально корректировать расход чугуна и лома на плавку, обеспечивая нормальный ход технологического процесса выплавки стали и получение стабильных от плавки к плавке выходных параметров в оптимальных пределах (окисленность - не более 800ppm, температура - 1600-1640°C, содержание углерода 0,04-0,07% для слябовой заготовки) и повышение выхода годного металла позволяет обеспечить практическое применение номограммы при формировании шихтовки плавки.

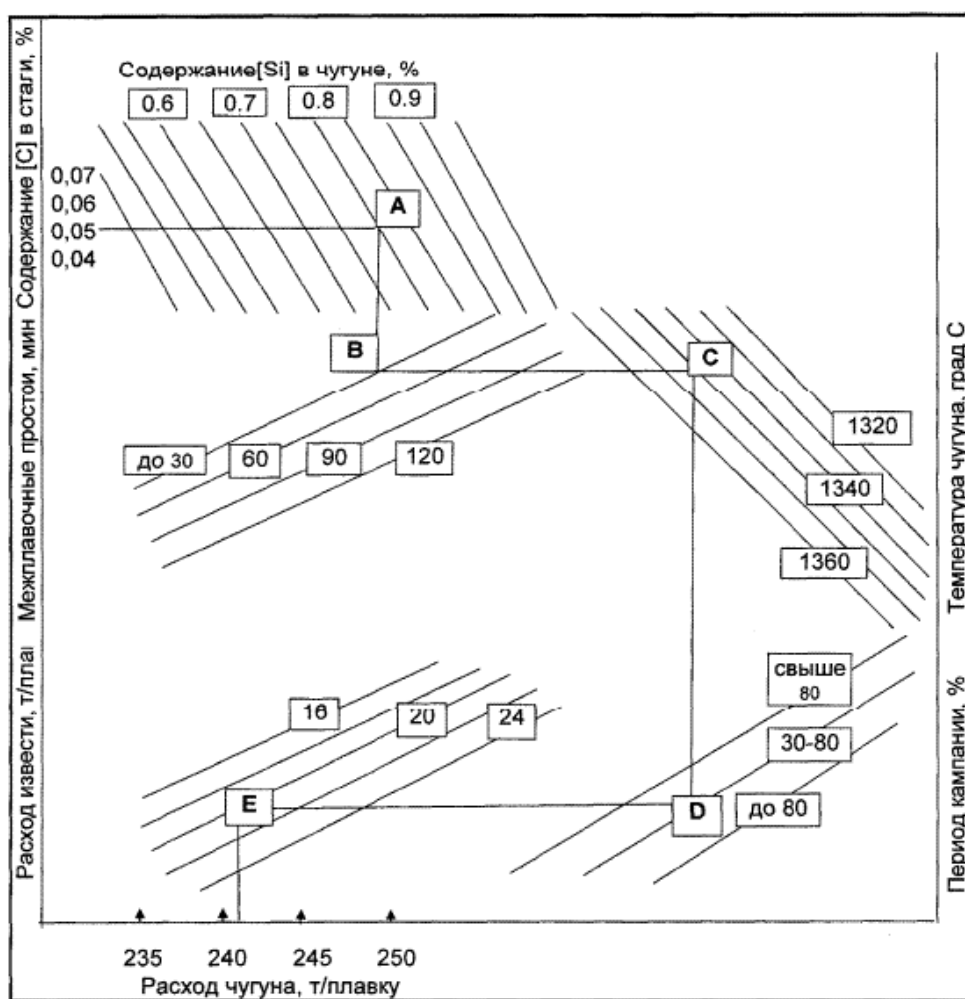


Рисунок 1.5 - Номограмма для расчета шихтовых материалов конвертерной плавки [35]

Все необходимые, для построения номограммы показатели, фиксируются в технологических документах. Масса жидкого шлака, оставшегося от предыдущей плавки оценивается визуально и составляет 20-30 т на плавку. В номограмме отражено влияние на расход чугуна теплового состояния футеровки

конвертера - период кампании конвертера в процентах от продолжительности кампании (количество плавов от начала кампании до остановки на перефутеровку). От начала кампании (до 30% плавов) к середине кампании (30-80%) и к концу кампании (свыше 80%) шихтовка плавки изменяется в сторону увеличения расхода чугуна на 5т на плавку. Содержание фосфора в чугуне учитывается в номограмме через расход извести на плавку, который выбирается в соответствии с данными таблицы 1.4. Общий расход металло-шихты (расход чугуна+расход лома) составляет 325т.

Таблица 1.4 - Содержание фосфора в чугуне

Содержание фосфора в чугуне, %								
менее 0,200			0,200-0,400			0,401-0,600		
Содержание кремния в чугуне, %			Содержание кремния в чугуне, %			Содержание кремния в чугуне, %		
<0,6	0,6-1,0	>1,0	<0,6	0,6-1,0	>1,0	<0,6	0,6-1,0	>1,0
Расход извести, т/плавку			Расход извести, т/плавку			Расход извести, т/плавку		
14,0	16,0	18,0	16,0	20,0	22,0	18,0	22,0	24,0

Необходимо определить шихтовку плавки при выплавке стали марки 08кп при использовании чугуна с температурой 1340°C следующего химического состава: [Si]-0,80%; [Mn]-0,60%; [S]-0,027%; [P]-0,320%. Стойкость футеровки конвертера более 30 и до 80% плавов, продолжительность межплавочного простоя до 30 мин. Расход извести - 20 т на плавку.

Известно, что металл оптимальной окисленности получается при содержании углерода после продувки 0,04-0,07%. По шкале «содержание углерода после продувки» выбираем желаемое значение, например, 0,05% углерода. Проводим горизонтальную линию через точку 0,05% углерода до пересечения с линией, соответствующей значению кремния - 0,8%, получаем точку «А». Затем через точку «А» проводим вертикальную прямую до пересечения с линиями «межплавочных простоев», в примере продолжительность простоя до 30 мин, получаем точку «В». Далее действуем аналогично при следующем чередовании полей номограммы: температура чугуна («С») - период кампании («D») - расход извести («Е») - расход чугуна. Расход чугуна, в примере, соответствует 241т на плавку. При сумме металлошихты 325т, расход лома составит 325-241=84т. Таким образом, соотношение расхода чугуна и лома при шихтовке плавки составляет: 241т (74,2%) чугуна и 84т (25,8%) лома соответственно.

Шихтовка плавки в соответствии с разработанной номограммой позволяет увеличить выход годного металла до 88,9%, стабилизировать вес плавки и повысить стойкость футеровки конвертеров на 20-25% (для конвертеров садкой ~300т) [35].

1.4 Особенности внепечной обработки металла. Основные характеристики агрегата ковш-печь

Роль и задачи доводки металла в ковше в системе конвертерного производства стали в последние годы существенно возрастают и расширяются. Прежде всего это связано с повышением требований к качеству стали и ее химическому составу, а также со стремлением обеспечить максимально высокую степень совмещения дискретного процесса выплавки стали (в нескольких конвертерах) с квазинепрерывным процессом ее разлива (на нескольких МНЛЗ). На практике все большее распространение получает доводка чугуна в ковше перед заливкой в конвертер с целью его десульфурации, дефосфорации и десиликонизации [36,37].

В современной металлургии ковш-печь - это агрегат, наиболее рационально обеспечивающий возможность гибкого управления процессом формирования физико-химического состояния расплава для достижения поставленной цели - получение высококачественной стали с заданным химическим составом и свойствами.

Внепечная обработка подразумевает введение в ковш слабоокисляющих сплавов, содержащие Mn, Si, Cr. Для уменьшения угара необходимо ввести дополнительно элементы, обладающие сходством с кислородом (Si, Al, Ti, Ca, B, Ni и др.). Внедрение этих элементов происходит во время продувки аргоном.

Во время слива последних порций металла производят «отсечку» шлака и оксидов железа, препятствуя попаданию в ковш конвертерного шлака. Для предотвращения быстрого охлаждения и окисления металла необходимо подавать: перлит, гранулированный доменный шлак, вермикулит, известь с плавиковым шпатом и другие.

Слив шлака осуществляется через горловину. Конвертер необходимо наклонить от горизонтального положения в сторону, противоположенную от летки. Сам процесс слива длится не более 2-3 мин. Общая продолжительность плавки в 100-350 т конвертерах составляет 40-60 мин.

Общим принципом формирования шихтовки конвертерной плавки является сбалансирование теплосодержания металлической ванны, позволяющее обеспечить безопасный ход ведения продувки, требуемые расходы основных и дополнительных материалов и достижение к концу продувки заданных параметров металла.

Для получения качественных слабовых заготовок в производстве стали необходимо учитывать основные факторы, которые могут служить как стратегические для успешной работы предприятия. Одним из важнейших факторов является получение высококачественной жидкой стали. Важно обеспечить такие характеристики, как серийность и структура непрерывнолитой заготовки. Все это определяет работоспособность МНЛЗ.

С помощью использования установок «ковш-печь» наблюдается высокий уровень потребительских свойств металлоизделий, это связано с высокой степенью рафинирования стали [38].

Для получения оптимального химического состава стали необходимо использовать процесс рафинирования стали. Это позволит снижение содержания вредных примесей. Примерное снижение вредных примесей в стали представлено на рисунке 1.6.

Сера	• ниже 0,008—0,010%, • для некоторых марок трубной стали — ниже 0,003%
Кислород	• менее 15 ppm для легированных марок стали с особо низким содержанием кислорода
Углерод	• ниже 0,003% для стали с ультранизким содержанием углерода
Газы	• водород (для чувствительных — ниже 1,5—1,8 ppm) • азот (обычно ниже 50—60 ppm для электростали и 20 ppm для конвертерной стали)

Рисунок 1.6 - Снижение вредных примесей в стали при использовании рафинирования стали

Сталеплавильная установка «печь-ковш» требует обязательного предотвращения проникновения в ковш шлака, в составе которого имеется FeO и MnO. В современных конвертерах и дуговых сталеплавильных печах на выпуске стали происходит отсечка шлака, который на 85—90% позволяет отсечку шлака. Также, в качестве аналога можно использовать машины для скачивания шлака из ковша.

Существенными недостатками во время удаления шлака из струи металла является увеличение временного промежутка пребывания стали в ковше, а также во время удаления шлака, часть металла также удаляется вместе со шлаком.

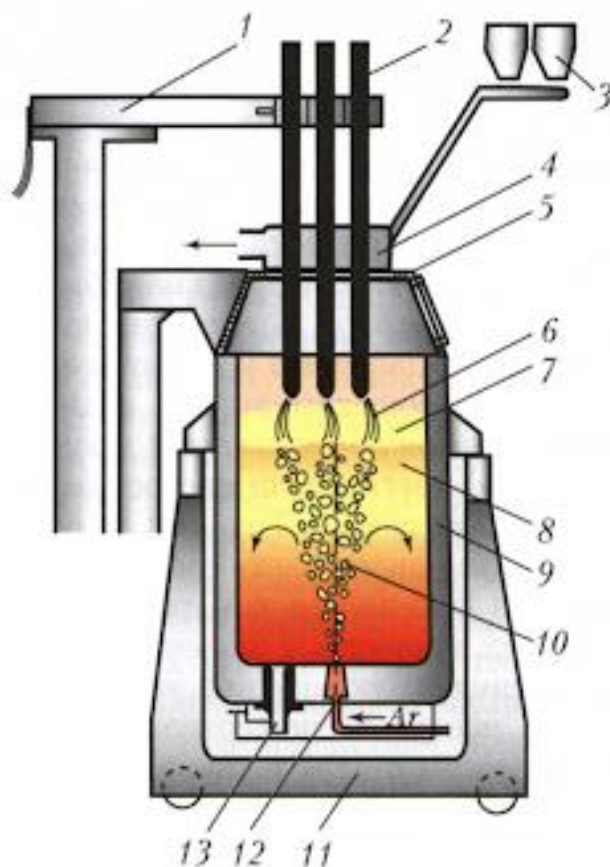
Согласно проведенному литературно поиску, разделим основные операции внепечной обработки стали на агрегате «ковш-печь» (рисунок 1.7) [39]:



Рисунок 1.7 – Основные внепечные операции обработки стали на агрегате «ковш-печь»

С учетом указанных требований (или возможностей) современный «ковш-печь» располагает устоявшейся уже технологической архитектурой. Конструкция агрегата «ковш-печь» представлена на рисунке 1.8. Она состоит из следующих составных элементов:

- система для нагрева металла;
- система для подачи ферросплавов и материалов для рафинирования стали в ковше.



1- токоподвод, 2 – графитированные электроды, 3 – бункеры для ферросплавов, 4 – система удаления технологических газов, 5 – водоохлаждаемый свод, 6-электрическая дуга, 7 – рафинировочный шлак, 8 – жидкий металл, 9 – футерованный ковш, 10 – газовая продувка, 11 – сталеваз, 12 – продувочное устройство, 13 – выпускное отверстие
Рисунок 1.8 - Конструкция агрегата «ковш-печь» [39]

А также современные агрегаты «ковш-печь» оборудованы устройством для подачи порошковых элементов и средствами для смешивания металла с инертными газами.

При нагреве МНЛЗ необходимо учитывать и тот факт, что технологический процесс должен быть менее энергозатратным. На рабочие параметры агрегатов «ковш-печь» оказывают влияние объем сталеплавильного ковша. На работу дугового нагревателя оказывает влияние величина мощности печного трансформатора. От эффективности работы трансформатора во многом зависят такие параметры, как скорость нагрева стали в ковше, продолжительность цикла обработки, условия работы футеровки ковша, расход огнеупоров и др.

Что касается различий между конкретными агрегатами, то выполненная оценка эксплуатационных характеристики 44-х установок «ковш-печь», выпущенных рядом ведущих производителей, позволяет сделать следующий обобщающий вывод [40]. Основная совокупность рабочих и эксплуатационных параметров этих установок достаточно близка между собой. А некоторые

колебания в значениях рабочих параметров агрегатов зависят от работы конкретного сталеплавильного цеха и объемом сталеразливочного ковша.

Все же, рассматривая работу агрегатов «ковш-печь», необходимо отметить и недостатки в их работе, а именно в их эксплуатации.

Аргон является наиболее распространённым газом при продувке металла. Но практика показывает, что при работе на агрегате «ковш-печь» актуальным остается вопрос рационального перемешивания металла в ковше. Аргон подается из специальных блоков, установленных в днище, либо из погружаемых в расплав фурм. На агрегатах «ковш-печь» предусмотрено только один либо два продувочных узла. В некоторых случаях может достигать и трех. Их расположение зависит от нескольких факторов, указанных ниже (рисунок 1.9):



Рисунок 1.9 – Факторы, оказывающие влияние на расположение продувочных узлов

К продувочным узлам предъявляются не только требования к их расположению, но и к их универсальности. Они должны быть выполнены из прочных материалов, выдерживающих различную интенсивность работы продувки стали аргоном в ковше. Во время продувки стали в ковше одновременно проходят и следующие процессы, которые оказывают влияние не только на качество, но и на себестоимость продукции (рисунок 1.10):

Современные способы внепечной обработки стали были в основном достигнуты за счет создания новых огнеупорных материалов. Применение инновационных огнеупорных и вспомогательных материалов для внепечной обработки снижают затраты в 8-10 раз (с 10—15\$ до 1,2—1,5\$ на тонну стали).

Для обеспечения точного введения в расплав легирующих элементов на агрегате «ковш-печь» применяют операцию введения в расплав порошковой проволоки в стальной оболочке. Порошковую проволоку вводят с помощью специальных трайб-аппаратов. Диаметр металлической проволоки варьируется от 9 до 16 мм.



Рисунок 1.10 – Одновременные процессы, происходящие во время продувки стали в ковше

В качестве легирующих элементов, при введении в расплав порошковой проволоки, используют добавки, обладающие следующими характеристиками:

- плотность легирующей добавки должна быть меньше плотности расплава;
- добавка должна обладать ограниченной растворимостью;
- добавка должна обладать высоким показателем давления пара;
- добавка должна обладать высоким средством к кислороду и др.

Раньше считалось, что использование агрегата «ковш-печь» при внепечной обработки стали целесообразно использовать только при производстве специальных марок стали, обладающие повышенной добавленной стоимостью. А при выпуске рядовых марок стали, что отличало деятельность большинства меткомбинатов и заводов, считалось вполне возможным обходиться и без применения новых технологий и оборудования в сфере внепечной обработки стали.

Однако последние мировые тенденции наглядно демонстрируют — задача глубокого рафинирования и прецизионного раскисления стали сегодня не менее актуальна и для производителей ее массового сортамента, рядовых марок. Связано это с тем, что к сталям предъявляют высокие требования к технологическим свойствам сталей. Разливка стали все больше проводят на современных машинах непрерывного литья заготовок. В последние годы активно реализуют проекты (либо заявляют об этом) внедрения способа непрерывной разливки стали со строительством МНЛЗ и выводом из эксплуатации слябингов/блужингов. В этой связи наблюдается потребность новых установок «ковш-печь».

В работе [41] были изучены результаты работы системы печь–ковш для своевременного отсечения шлака при разливке стали. Акселерометры устанавливались для обеспечения доступа защитной трубки к манипулятору сталеразливочного ковша и корпусу устройства. Поиск закономерностей сигнала виброускорения проводился с целью определения состояния, предшествующего началу перетока шлака из сталеразливочного ковша в промежуточный ковш. Для обработки сигналов применялись методы фильтрации (фильтр Чебышева), спектральный и вейвлет-анализ. Этот факт можно увидеть в Фурье-и вейвлет-спектрах преобразований на определенных частотах. Сам сигнал довольно шумный с вибрациями мастерской; невозможно проанализировать сигнал только по амплитуде. В данной работе разработан базовый алгоритм диагностики начала течения шлака, ориентированный на влияние снижения уровня вибрации в спектрах сигнала виброускорения [41].

Проанализированы существующие подходы к решению задачи определения момента начала выхода шлака при разливке стали из сталеразливочного ковша в промковш. Решение этой задачи рассматривается в двух аспектах: первый-это выбор наилучшего способа генной оценки диагностического сигнала с позиции соотношения цена/качество его обработки, а второй-разработка способа обработки этого сигнала с целью получения полезной информации. Предложена схема приема сигнала виброускорения от датчика, установленного на манипуляторе защитной трубки ковша. Для этого разрабатывается образец продукта. Он обеспечивает защиту от воздействия промышленных помех на датчик. Для анализа сигнала виброускорения были определены критерии определения момента начала выхода шлака на основе расчета энергии энтропии. Данный метод и разработанная на его основе система апробированы в промышленных условиях на реальном объекте. Единственным условием эффективной работы разработанных критериев является выбор подсистемы поддержания уровня стали на заключительном этапе разливки в ручной режим для устранения возмущений от движения шиберной заслонки, используемой для управления потоком жидкой стали. По результатам экспериментов в реальных условиях было установлено, что отключение управления шиберной заслонкой необходимо производить при весе содержимого ковша примерно от 18 до 19 тонн. При таком режиме работы оператору всегда удавалось найти такую скорость выпуска стали, чтобы уровень металла в тундре находился в пределах технологических требований. В результате можно обеспечить срабатывание предложенного алгоритма для каждой отливки раньше, чем оператор остановит процесс вручную. При этом количество стали со шлаком, оставшееся в ковше, не превышает 3,8 тонны по сравнению с моментом отсечки шлака, произведенной оператором [42].

В работе [43] описаны конструктивные особенности и представлены результаты теоретического и экспериментального исследования параметров механической навесной стопорной системы, предназначенной для технологической отсечки шлака при выпуске стали из кислородно-основного конвертера в сталеразливочный ковш [43].

1.5 Методы отсечки шлака

Попадание окисленного шлака в ковш при сливе металла из сталеплавильного агрегата снижает эффективность десульфурации при использовании твердой шлаковой смеси на выпуске, вызывает повышенный угар вводимых ферросплавов, затрудняет наводку рафинировочного шлака на агрегате ковш- печь. Поэтому одной из важных технологических операций является обнаружение и отсечка шлака при переливе металла из плавильного агрегата в ковш.

В настоящее время наиболее широкое применение имеет конвертерный способ получения жидкой стали, при котором используются различные способы отсечки шлака на выпуске металла.

По данным [44] количество попадающего в ковш шлака во время выпуска стали из конвертера распределяется следующим образом: 15-20 % - в начале выпуска, 65-70 % - в конце выпуска, 15-20 % - во время возврата конвертера в рабочее положение. В процессе выпуска некоторое количество шлака также выносится в ковш вследствие образования в жидкой ванне воронки, которая, вращаясь, затягивает в струю вытекающей стали шлак.

Несомненно, наиболее важной операцией является отсечка шлака в конце выпуска металла из конвертера.

Системы для отсечки шлака, как было показано, можно разделить на три группы:

- методы, предусматривающие действия изнутри конвертера, например, система «dart», шары и элементы других форм;
- методы, предусматривающие действия вне конвертера, например, газодинамическая система, шиберные затворы и др.;
- методы, используемые в исключительных случаях, когда в ковше допускается очень незначительное количество шлака, например, при переделе жидкого металла с высоким содержанием фосфора. Это метод «остаточной стали» и перелив в другой ковш.

Характерные особенности средств отсечки шлака первой группы:

- возможность влияния на интенсивность образования воронок на протяжении выпуска;
- зависимость их эффективности от состояния шлака (толщины слоя, вязкости, состава и т.п.);
- необходимость их точного расположения над выпускным отверстием, иначе они не работают. Более надежно это осуществляется специальным манипулятором;
- необходимость плотного контакта между закрывающим элементом и выпускным отверстием. На это влияет состояние горячей поверхности выпускного отверстия.

Характерные особенности средств отсечки шлака второй группы:

- отсутствие влияния на формирование воронок;
- оперативное обнаружение шлака является обязательным для подачи сигнала действия средств остановки;

- состояние шлака не влияет на работу системы;
- устройства работают в относительно тяжелых условиях, и их ремонт бывает затруднительным.

Методы третьей группы используются предметно в необходимых случаях и связаны со значительными затратами. В этом случае «остаточная сталь» означает, что операция выпуска прерывается прежде, чем пойдет большое количество шлака. При этом, как показывает практика, в конвертере может остаться 5-20 т стали.

Использование в конвертерных цехах других методов - скачивание шлака скребковой машиной, слив шлака в отдельную чашу из ковша - требует дополнительного времени и связано с потерей температуры.

При использовании рассмотренных методов отсечки шлака всегда следует выбирать оптимальное решение между стремлением максимально ограничить вынос шлака в ковш и минимизировать остатки металла в конвертере. В проспектах компании «Моносон» приводятся расчеты, характеризующие остатки металла в конвертере в условиях, когда оператор производится "раннее" завершение выпуска, т.е., увидел шлак и подал команду на подъем конвертера. Если емкость конвертера 370 т и время выпуска 5 мин, то за I минуту выльется 74 т или 1,23 т/с. Когда конус расположен в выпускном отверстии, то струя металла из конвертера ограничивается до 13 %, т.е., скорость потока сокращается (13 % от 1,23 т/с) до 0,16 т/с. Переходная стадия от полного потока стали до начала полного выхода шлака может быть до 10 секунд. Поэтому возможная теоретическая потеря - до 1,6 т за выпуск или 0,43 % годного металла. По сравнению с положительными эффектами, достигаемыми при отсечке шлака на выпуске, такие потери можно считать допустимыми [4].

1.6 Основные технологические приемы выплавки стали на АО «Арселор Миттал Темиртау»

Основной выпускаемой продукцией АО «АМТ» является плоский и сортовой прокат, непрерывнолитые слябы, штрипс, электросварные трубы и сопутствующая продукция доменного и коксохимического производств. На примере АО «АМТ» можно рассмотреть основные технологические приемы.

Технология производства металла состоит из нескольких этапов, каждый из которых целое производство:

1. Коксохимическое производство. В составе коксохимического производства имеется 6 коксовых батарей. Общая годовая производственная мощность составляет 3,5 млн тонн кокса. В качестве сырья для коксохимического производства выступает уголь Карагандинского угольного бассейна. Основным продуктом коксохимического производства является кокс и сопутствующие продукты (газ, смола).

2. Аглодоменное производство. Как показано на рисунке 1.11 аглодоменное производство включает в себя дробильно-сортировочную фабрику с усреднительными складами, участки подготовки шихтовых материалов и шламов, аглофабрику, доменный цех и шлакоперерабатывающий участок.

Основным оборудованием аглодоменного производства являются агломерационные машины. Общая годовая производственная мощность аглодоменного производства – 6 млн тонн. Основным продуктом аглодоменного производства является передельный и литейный чугуны для конверторного и фасонно-литейного цехов. В качестве сырья для выпуска чугунов выступают руды и концентраты, предоставляемые ТОО «Оркен», а также концентрат и окатыши АО «ССГПО».

Для получения продуктов аглодоменного производства установлено четыре печи объемом ДП1 - 1719м³, ДП2 - 2291м³, ДПЗ - 3200м³, ДП4 - 3200м³.

3. Сталеплавильное производство. Для получения продуктов сталеплавильного производства установлены 3 линии МНЛЗ (машина непрерывного литья заготовок), 3 кислородных конвертера (общая емкость 300 тонн), 3 установки «печь-ковш», 2 радиальные машины, каждая из которых производит более 2.6 млн. тонн слабов в год.

4. Прокатное производство. Как показано на рисунке 1.9 в состав прокатного производства включены: 2 цеха холодного проката, цех горячего проката и цех горячего цинкования и алюминирования, линия полимерных покрытий. Установлены следующие оборудования: станы горячей прокатки на 1700, 5-ти или 6-ти клетевой стан холодной прокатки, а также 2 агрегата непрерывного горячего алюмоцинкования суммарной мощностью 620 тыс. тонн в год.

5. Единое ремонтно-монтажное управление (ЕРМУ). ЕРМУ – самостоятельное структурное подразделение и находится в подчинении директора по ремонтам. Помимо проведения ремонтных работ, ЕРМУ планирует текущие и капитальные ремонты оборудования и агрегатов, разрабатывает плановые мероприятия по ремонту, корректирует сроки проведения ремонтных работ оборудования и агрегатов.

6. Отдел главного энергетика - обеспечение цехов и комбинатов электрической и тепловой энергией, доменным дутьём, химочищенной водой, а также обеспечение всех производств сталеного департамента энергоносителями.

7. Транспортное управление - обеспечение транспортных работ всего сталеплавильного департамента.

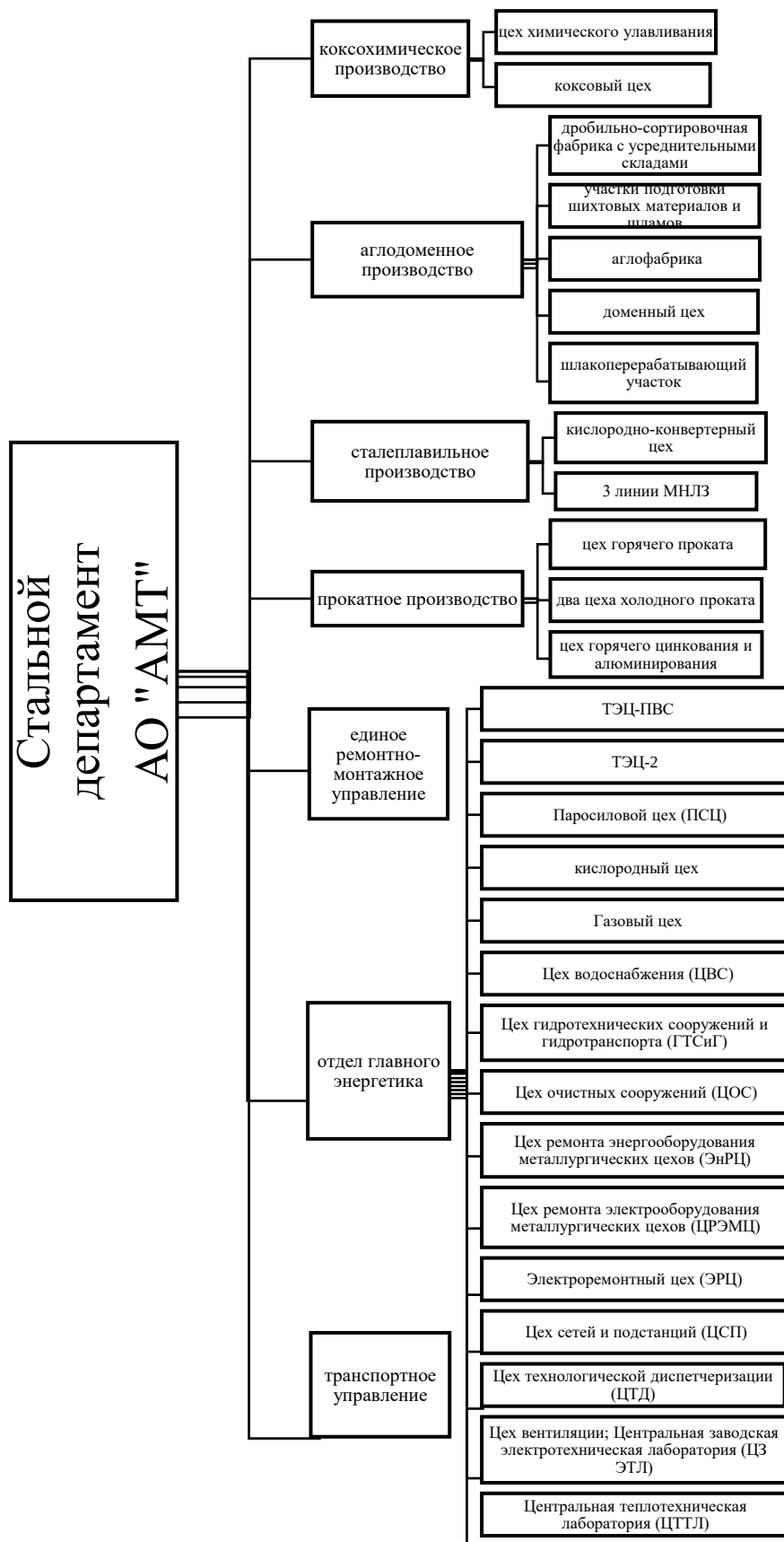


Рисунок 1.11 – Состав стального департамента АО «АМТ»

Кислородно-конвертерный цех АО «АМТ» оборудован тремя конвертерами емкостью 300,0 т с основной футеровкой из термообработанных периклазо-углеродистых огнеупорных изделий. Техническая характеристика представлена ниже в таблице 1.5 [30]:

Таблица 1.5 - Техническая характеристика конвертера

№	Основные параметры	Значения
1	Емкость конвертера, т	300
2	Общая высота кожуха, мм	10625
3	Диаметр цилиндра кожуха, мм	8600
4	Внутренний диаметр цилиндра по футеровке в начале компании, мм	6610
5	Продувочная фурма, четырёхсопловая	
6	Наружный диаметр трубы, мм	325
7	Критический диаметр сопла, мм	43
8	Угол наклона сопел к оси фурмы, град	14
9	Продувочная фурма, пятисопловая:	
10	Наружный диаметр трубы, мм	325
11	Критический диаметр сопла, мм	49
12	Угол наклона сопел к оси фурмы, град	13
13	Система очистки конвертерных газов без дожигания СО в объеме конвертера:	
14	Минимальная пропускная способность газоотводящего тракта, м ³ /час	90 тыс.
15	Максимальная пропускная способность газоотводящего тракта, м ³ /час.	240 тыс.

Согласно технологической инструкции АО «АМТ» подготовка конвертера к работе включает следующие этапы:

1 Состояние оборудования

1.1 В начале смены, после ремонта или длительного простоя конвертера сменный технологический персонал должен проверить техническое состояние обслуживаемого оборудования.

1.2 Машинист дистрибутора пред началом работы должен проверить:

- исправность работы механизмов перемещения «юбки» и продувочной фурмы;
- исправность фурмы;
- отсутствие течи воды из фурмы, котла и «юбки»;
- работу механизма поворота конвертера;
- наличие в расходных бункерах шлакообразующих и охлаждающих материалов;
- исправность трактов и весов дозаторов сыпучих материалов;
- убедиться в наличии газа в газопроводе;
- необходимое давление в магистралях кислорода и азота;

- отсутствие факела на огневой эстафете;
- исправность всех блокировок.

1.3 Машинист дистрибутора должен начинать продувку по команде мастера после того, как персонал, обслуживающий газоотводящий тракт, доложит о готовности оборудования.

1.4 Расход отходящих газов без регулирования производительности дымососов с частичным и полным дожиганием газов в начале и конце продувки должен находиться в пределах от 220 до 240 тыс. м³/час, с расходом кислорода до 1000 м³/мин при частичном дожигании и 400 м³/мин с полным дожиганием газов.

1.5 Производительность дымососа по ходу продувки устанавливается вручную дистанционным открытием дроссельной заслонки в зависимости от способа отвода конвертерных газов по двум критериям: газовому анализу отходящих газов, выбиванию и, или подсосу газов в зазор над горловиной конвертера.

1.6 При запуске дымососа после его аварийной остановки газоотводящий тракт необходимо провентилировать в течении 10 минут при полной производительности дымососа, затем продувка возобновляется.

1.7 Запрещается вести продувку при расходе газов через заслонку менее 90 тыс. м³/час.

1.8 Запрещается производить завалку конвертера при наличии в нём жидкого металла и шлака предыдущей плавки без принятия мер по приведению шлака в неактивное состояние.

2 Подготовка шлака

2.1 При оставлении шлака или жидкого металла в конвертере от предыдущей плавки, перед завалкой лома для нейтрализации шлака или металла, или на лом (на плавках без оставления шлака) производятся присадки извести (до 30% от общего ее расхода), сырого и (или) обожжённого доломита.

2.2 Количество шлакообразующих, присаженных на шлак или металл, входит в суммарное количество шлакообразующих на плавку, при этом по флюсующей способности 1 т обожжённого доломита эквивалентна 0,6 т извести, 1 т сырого доломита эквивалентна 0,2 т извести.

2.3. При выполнении операции раздува, после выпуска плавки, сталеваром или мастером выплавки производится визуальная оценка состояния шлака, при наличии жидкого металла раздув шлака не допускается. В зависимости от состояния шлака присаживается:

- для снижения окисленности (высокая температура и окисленность металла на выпуске) шлака и загущения - кокс в количестве от 0,5 до 1,0 т и сырой доломит в количестве от 1,0 до 2,0 т. При необходимости дальнейшего загущения и добавляется обожжённый доломит порциями от 0,5 до 1,0 т в количестве от 2,0 до 6,0 т;

- для загущения и последующего раздува – обожжённый доломит порциями от 0,5 до 1,0 в количестве до 4,0 тонн. Химический состав шлака должен удовлетворять следующим требованиям: MgO не менее 7%, FeO не менее 12-13% и не более 21%, CaO не более 40%.

3 Раздув шлака

3.1 Раздув шлака азотом высокого давления производится с первой плавки от начала компании, за исключением тех, на которых производится горячий ремонт, через кислородную фурму. При стойкости футеровки конвертера до 300 плавов необходимо оставлять не менее 70,0 % от всего объёма шлака. При стойкости более 300 плавов – оставлять весь конечный шлак.

3.2 После подготовки шлака согласно п. 2.2 настоящей инструкции, футеровка конвертера ошлаковывается путём покачивания и конвертер устанавливается в вертикальное положение.

3.3 Фурма устанавливается в положении от 0,9 до 1,0 над уровнем спокойной ванны.

3.4 Давление азота в сети должно составлять не менее 12 атм, интенсивность продувки - не менее 700 м³/мин.

3.5 Продолжительность раздува не менее 7 минут.

3.6 Чистота азота уточняется дистрибуторщиком в лаборатории кислородного цеха, один раз в смену с записью в рабочем журнале и составлять не менее 93,0 % [30].

Выводы по 1 главе.

- Проведен литературный-патентный поиск технологических аспектов выплавки полупродукта в кислородно-конвертерном агрегате и выпуску металла в сталеразливочный ковш.

- Проведен анализ технологических приемов выплавки углеродистого полупродукта в кислородном конвертере на базе АО «Арселор Миттал Темиртау».

- На основании статистических данных о материальном и тепловом балансе, собранных на АО «АМТ», рассмотрена номограмма соотношения и расхода для металлической (лом/чугун) и флюсующих (известь) частей плавки в зависимости от химического состава чугуна и его температуры для получения металла с заданной концентрацией углерода для низкоуглеродистых и перитектических марок сталей.

Согласно проведенного литературного обзора выявлены следующие задачи:

- проведение литературно-патентного поиска по выплавке углеродистого полупродукта в кислородном конвертере;

- исследование особенностей процесса обработки металла на агрегате «печь-ковш» в конвертерном цехе АО «АМТ»;

- усовершенствование технологии разделения металлургических расплавов, с целью повышения качества металлопродукта;

- разработка вариантов отделения металла от шлака в стартовый и заключительный период отсечки шлака при выпуске из конвертера для условий АО «АМТ».

2. ТЕРМОДИНАМИКА, МЕХАНИЗМ И КИНЕТИКА ПРОЦЕССА ОКИСЛЕНИЯ УГЛЕРОДА

2.1 Термодинамика процесса окисления углерода в жидком металле. Закономерности теории Вачера-Гамильтона и связь с выплавкой низко- и среднеуглеродистыми конструкционными марками сталей

Окисление углерода в жидком железе является одной из основных реакций сталеплавильного производства. Для получения качественной стали необходимо обезуглероживание металла, поскольку: во-первых, большую часть стали сегодня получают переделом чугуна (чугун содержит ~ 4,5 % C, а максимальное содержание углерода в высокоуглеродистых сталях не превышает 2,13 %, а в остальных сталях значительно меньше). Во-вторых, при выплавке стали из лома без окисления углерода и кипения стальной ванны не удастся решить задачи дегазации металла, удаления неметаллических включений, выравнивания химического состава и температуры, удаления серы и фосфора.

Окисление углерода может происходить: а) с помощью окислительного шлака; б) продувкой металла кислородом; в) за счет кислорода печного пространства.

Вне зависимости от источника кислорода, непосредственное окисление углерода происходит с участием растворенного в металле кислорода, который переходит в расплав из газообразного кислорода дутья, из оксидов железа шлака или из печного пространства.

В процессе подачи в конвертер кислорода во время продувки металла, происходит процесс окисления избыточного углерода, кремния, марганца, а также части железа. Итоговые реакции окисления этих металлов представлены ниже [45]:



Таким способом происходит процесс окисления лишь незначительной части примесей. Однако, окисление других примесей происходит по более усложненной форме. Ниже представлены этапы окисления примесей при контакте с газообразным кислородом (рисунок 2.1):



Рисунок 2.1 – Этапы окисления примесей при контакте с газообразным кислородом

Соответственно, окисление углерода можно описать по следующим схемам (рисунок 2.2):

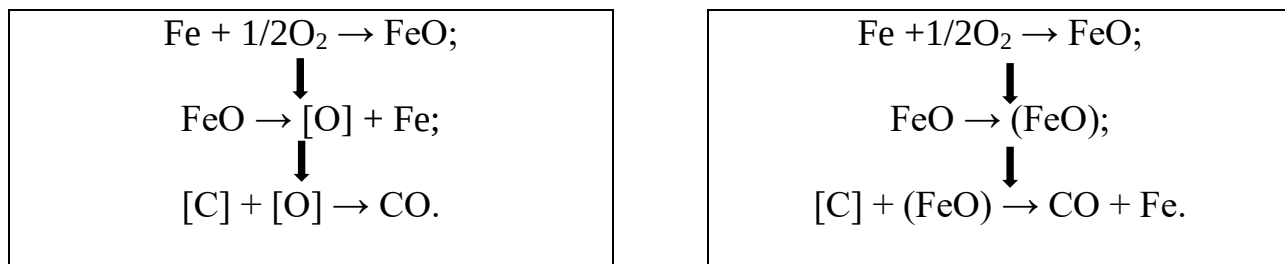


Рисунок 2.2 – Схемы окисления углерода

Чтобы получить итоговую реакцию окисления углерода можно сложить две стороны уравнения реакций, и тогда получим:



Данная реакция показывает начальное и конечное состояние процесса окисления [4].

В процессе продувки металла окисление происходит в два этапа:

- 1) окисление железа в момент контакта кислорода с металлом;
- 2) окисление других составляющих металла во время контакта первичной реакционной зоны в остальном объеме ванны.

Кремний и марганец окисляется также, как и углерод. Различие же только по времени. Эти элементы имеют свойство выгорать уже в первые минуты продувки металла (рисунок 2.3-2.5).

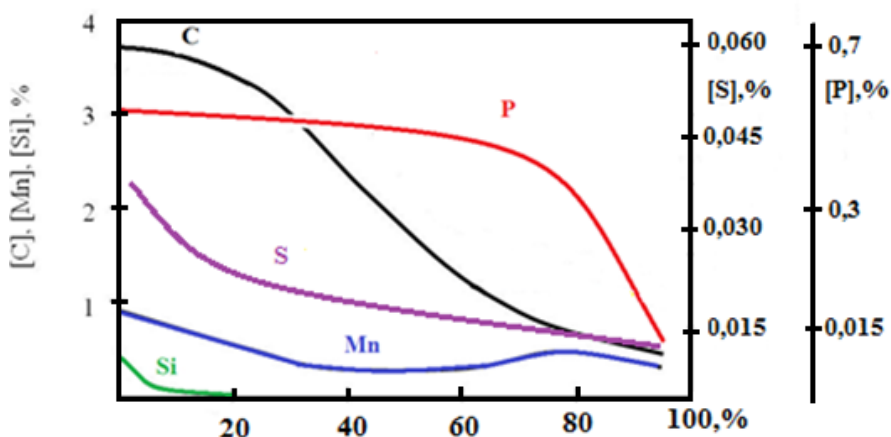


Рисунок 2.3 - Поведение составляющих металлошихты при продувке [45]

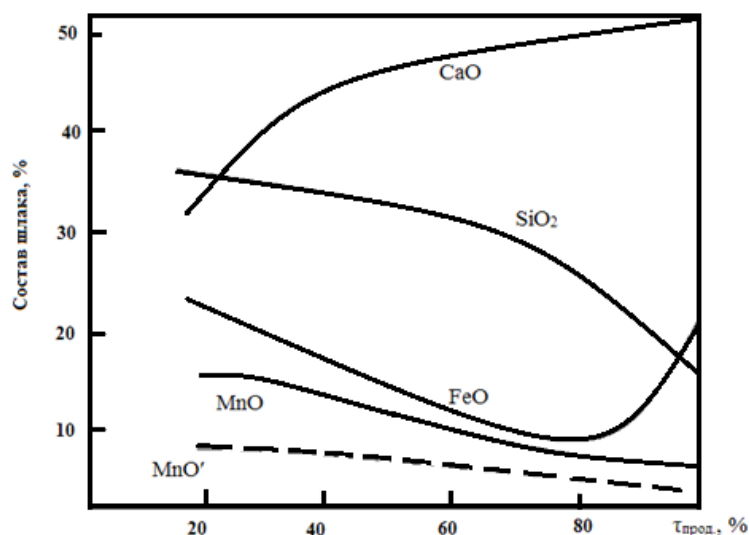


Рисунок 2.4 - Поведение оксидов в процессе шлакообразования [45]

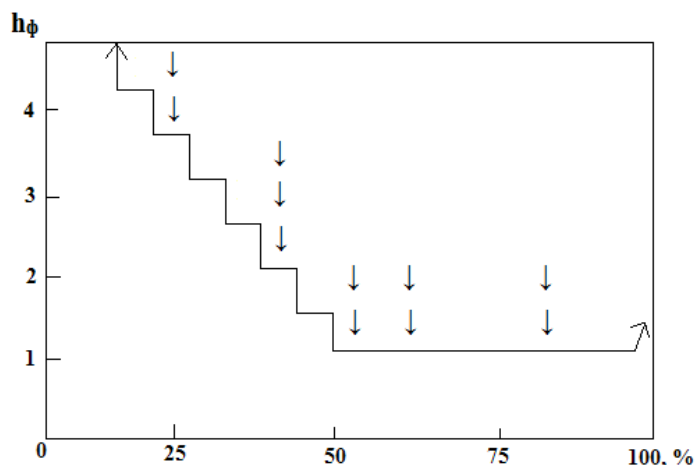


Рисунок 2.5 - Режим присадки флюса и положение фурмы над «зеркалом» металла [45]

Процесс окисления марганца из шлака происходит вначале продувки в следствии уменьшения содержания FeO в шлаке, при этом количественное содержание марганца увеличивается. В этом случае, реакция равновесия сдвигается влево. Однако, в конце продувки реакция равновесия сдвигается вправо, что говорит об увеличении содержания оксидов железа в шлаке. Происходит вторичное окислении марганца. Содержание марганца в первую очередь зависит от его начального количественного состава в чугунах, а также от содержания оксида железа в шлаке. Конечное содержание обычно находится в пределах от 0,2-0,3 до 0,03-0,05 %, нижний предел — при переработке маломарганцовистых чугунов. За время продувки окисляется около 70% марганца [45].

Непосредственное взаимодействие углерода с кислородом в жидком железе протекает по двум реакциям:





Практической реализации уравнения реакции почти нет, следовательно, ее можно исключить. Константа равновесия реакции имеет вид:

$$K_{37} = \frac{P_{CO}}{a_{[C]} \cdot a_{[O]}} = \frac{P_{CO}}{f_{[C]} \cdot [\%C] \cdot f_{[O]} \cdot [\%O]}, \quad (2.7)$$

откуда произведение равновесных концентраций углерода и кислорода:

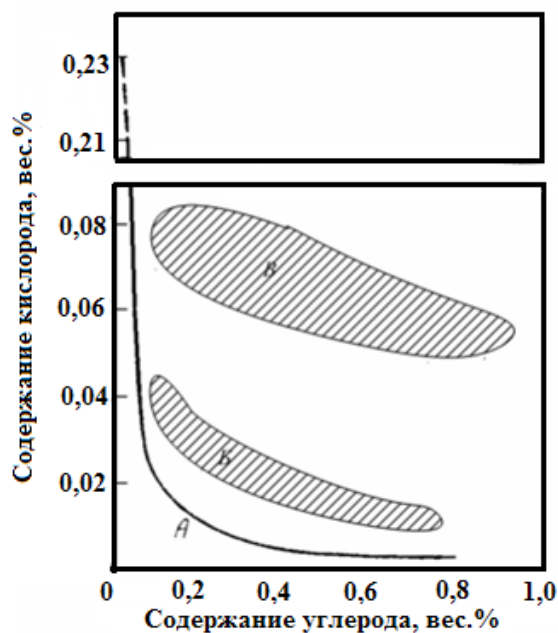
$$[C] \cdot [O] = \frac{P_{CO}}{f_{[C]} \cdot f_{[O]} \cdot K_{37}}, \quad (2.8)$$

где f – коэффициенты активности углерода и кислорода, в случае если в качестве раствора сравнения взят раствор со свойствами бесконечно разбавленного.

Термодинамические функции реакции обезуглероживания $[C] + [O] \rightarrow CO$ равны:

$$\begin{aligned} \Delta G^\circ &= -35620 - 30,8 \cdot T, \text{ Дж/моль}; \\ \lg K_{37} &= 1863/T + 1,61. \end{aligned} \quad (2.9)$$

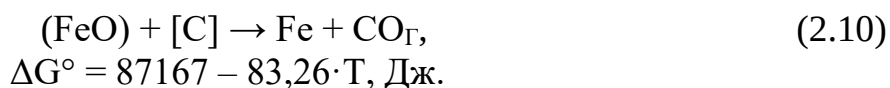
Когда концентрация углерода составляет до 1%, а кислорода до 0,08 %, тогда коэффициенты активности равны 1. Если считать, что газовая фаза состоит только из CO, то есть $P_{CO} \approx P_{\text{общ}}$, то при неизменных T и $P_{\text{общ}}$ произведение $[\%C] \cdot [\%O]$ будет постоянным. Так, при давлении $P_{CO} = 101,3$ кПа и температуре 1600°C , константа равновесия равна 403, а произведение $[\%C] \cdot [\%O] = 0,0025$, согласно уравнению Вачера-Гамильтона (УВГ). Полученное соотношение показывает, что равновесная концентрация кислорода в железе обратно пропорциональна содержанию углерода (рисунок 2.6). Эта же тенденция наблюдается и в производственных условиях, где, однако, фактическое содержание кислорода в металле $[O]$ всегда выше равновесного [46].



- А – равновесное для реакции обезуглероживания при 1600°С;
 Б – фактическое в стали [O];
 В – равновесное, по отношению к сталеплавильным шлакам [O].

Рисунок 2.6 - Взаимосвязь содержания кислорода и углерода в стали [46]

Реакция (2.5) экзотермическая, поэтому при понижении температуры равновесие ее смещается вправо – в сторону окисления углерода. Однако на практике процесс обезуглероживания протекает только при хорошо нагретом металле. В холодной ванне кипение не происходит, поскольку при наличии шлака необходимо учитывать процесс поступления кислорода через шлак в металл. Суммарная реакция процесса обезуглероживания под слоем шлака имеет вид:



Реакция (1.10) протекает с поглощением тепла, т.е. является эндотермической. Кроме того, на процесс окисления углерода решающее влияние оказывают кинетические факторы, а скорость реакции значительно зависит от температуры.

Плавление и рост температуры металла осуществляется за счет тепла экзотермических реакций, а также от снижения температуры плавления учитывая состояние бинарной системы «железо-углерод» (рисунок 2.7) [47].

Процентное наличие углерода в тех и других видах стали можно классифицировать на низкоуглеродистые (< 0,3% C), среднеуглеродистые (0,3-0,7% C) и высокоуглеродистые (> 0,7% C).

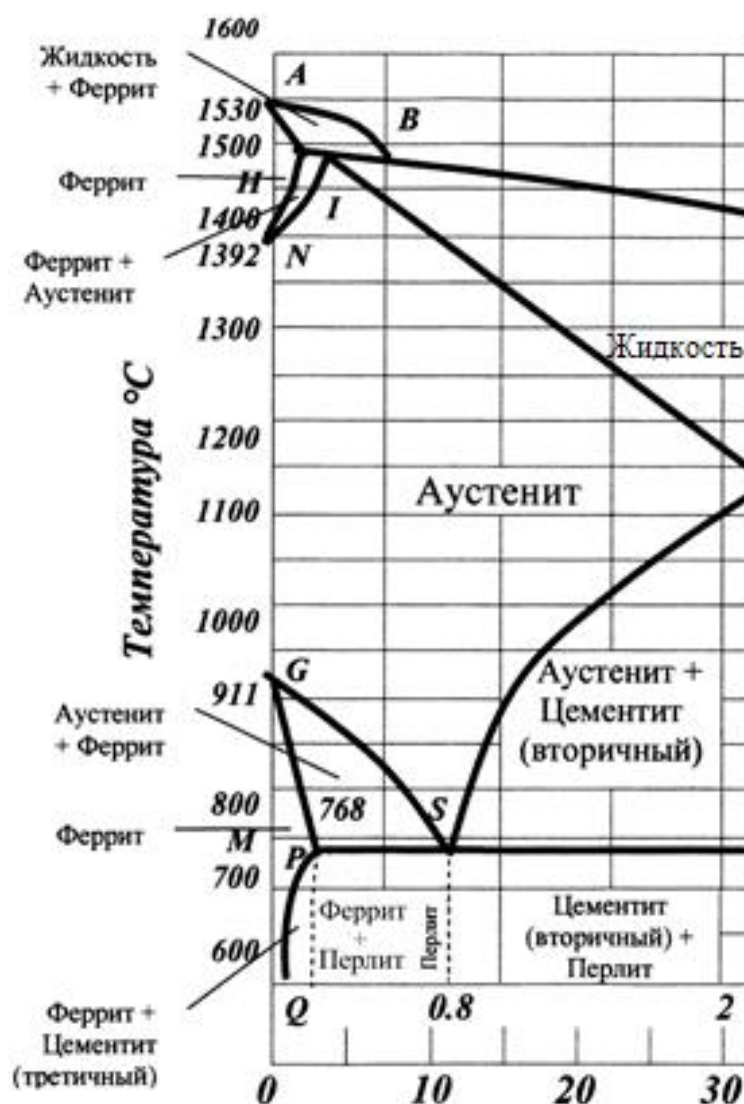


Рисунок 2.7 - Диаграмма состояния «железо-углерод» [47]

В роли раскислителя могут выступать марганец, кремний и алюминий. Спокойные стали характеризуются малым количеством кислорода, их раскисляют марганцем, кремнием и алюминием. Степень их затвердевания - спокойная без газовыделения. Кипящие же стали наоборот, содержат большое количество кислорода, что оказывает влияние на этап затвердевания. При затвердевании, кислород, частично взаимодействуя с углеродом, удаляется в виде CO. Поэтому такие стали раскисляют только марганцем. Полуспокойные стали по степени раскисления занимают промежуточное положение между спокойными и кипящими.

В основополагающих материалах по выплавке стали решающее значение в контексте данной диссертационной работы являются бинарная система «железо-кислород» и уравнение Вачера-Гамильтона (рисунок 2.8) [47].

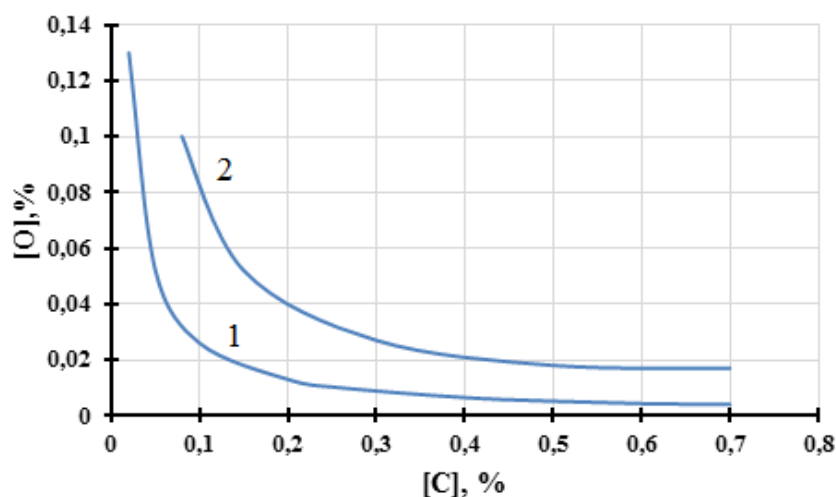
При концентрации углерода в металле 0,02 – 0,1%:

$$[\%O] = 0,132 - 0,222 \sqrt[3]{[\%C]} - 0,02 \quad (2.13)$$

Точность таких уравнений высока при условии концентрации углерода в металле не более 0,1 %.

Основным фактором наличия или источником в будущем оксидными неметаллическими включениями в металле является низкая концентрация углерода в расплаве (низкоуглеродистые и перитектические стали). FeO - самый тяжелый оксид из всех участвующих в сталеплавильном процессе. Сосредоточившись на границе шлак металл Fe^{2+} и O^{2-} диффундирует в расплав железа предавая ему повышенную окисленность.

Взаимосвязь равновесного содержания кислорода от концентрации углерода в металле при температуре 1600°C и нормальном давлении представлена уравнением Вачера-Гамильтона фактические же значения этих показателей больше с учетом различных факторов (рисунок 2.9).

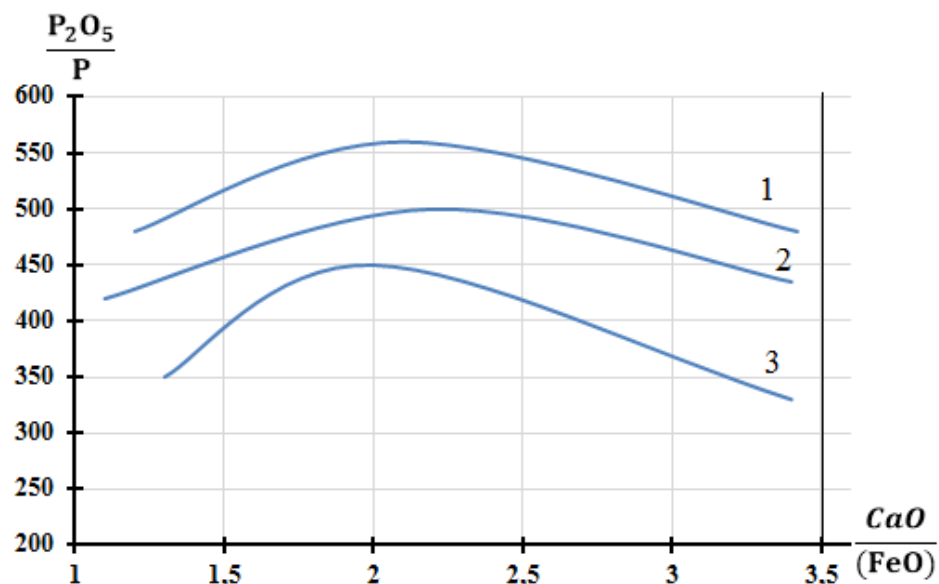


1 - равновесные значения по Вачера-Гамильтона

2 – фактические значения углерода, кислорода в металле

Рисунок 2.9 - Связь углерода металла с концентрацией кислорода в конце продувки

Известь является основным флюсующим материалом для рафинирования металла от серы и фосфора расход которой составляет 70-150 кг/т **стали** и здесь же закись железа – основной оксид, способствующий ассимиляции извести шлаковым расплавом.



1 - основность, $B = \frac{CaO+MgO}{SiO_2+P_2O_5} = 2,8 \div 3,2$;

2 - основность, $B = \frac{CaO+MgO}{SiO_2+P_2O_5} = 3,21 \div 4,0$;

3 - основность, $B = \frac{CaO+MgO}{SiO_2+P_2O_5} = 2,4 \div 2,79$.

Рисунок 2.10 - Зависимость коэффициента распределения фосфора от соотношения $CaO/(FeO)$

На рисунке 2.10 нами установлены характерные взаимосвязи коэффициентом распределения фосфора между металлом и шлаком для разной основности в зависимости от присутствии закиси железа и извести, качество которой во многом определяет ее расход и рафинирующие свойства, а именно реакционная способность (максимальная температура при гашении, время гашения), потери при прокаливании, наличие полезных и вредных примесей, присутствие недопала. Кроме этого основного флюсующего материала присутствует известняк, плавиковый шпат, обожженный магнезит и доломит и другие.

2.2 Способы определения химического состава шлака с высокой концентрации вюстита

Как на равновесном, так и на фактическом уровне существует тесная связь между содержанием углерода и кислорода в металле с активностью кислорода в шлаке [49, 307].

Частицы окислов железа, образующиеся в первичной реакционной зоне, попадая в основную массу циркулирующего металла, постепенно всплывают кверху, частично растворяясь в металле и обогащая металл кислородом, который в основном расходуется на окисление углерода и примесей (марганца, кремния и др.). Часть окислов железа переходит в шлак: $(FeO) \rightarrow [Fe] + [O]$ [8, С.94].

Содержание окислов железа в шлаке существенно влияет положительно на динамику растворения извести и как следствие на ход процессов дефосфорации и десульфурации металла; отрицательно – на стойкость футеровки конвертера и леточного канала.

Авторами предложены способы экспресного определения закиси железа в шлаке [50-53] согласно которых можно определить косвенным путем окисленность металла и шлака и представить варианты раскисления углеродистого полупродукта до перевода металла на агрегат печь-ковш.

Алгоритм поведения и присутствия закиси железа во многом определяется разгаром периклазоуглеродистой футеровки рабочего пространства конвертера, характеризующийся числом плавок доходящим до 7,5 тысяч, подваркой, торкретированием огнеупорного материала, а также заданной маркой стали.

На рисунке 1.13 показан градиент данных (разброс точек) по концентрации FeO составляет при содержании углерода:

- 1) 0-0,06 - 4-6%;
- 2) 0,06-0,35 – 5-11%;
- 3) 0,35-0,8 – 5-7% при условии скачивания промежуточного шлака.

Эмерджентность (неожиданность) вызванное многофакторностью параметров в кислородно конвертерном процессе, а именно положением фурмы относительно зеркала металла в динамике от 0,3 до 5 метров с помощью прибора сельсиндатчика, интенсивности подачи кислородного дутья (1-4,5 м³/мин*т); в зависимости от диаметра диффузора и конфузора, а также расстояния между ними; числа сопел (4-8) и угла их наклона к оси фурмы, распада сопел в основании головки фурмы и др (см. приложение А), где в интервале концентарций углерода в металле на уровне 0,06-0,3% мера рассеяния случайных величин – FeO, то есть рассеянность их от среднего составляет 7-15%, а абсолютная дисперсия находится в пределах 21-36% содержания вюститита (рисунок 2.11).

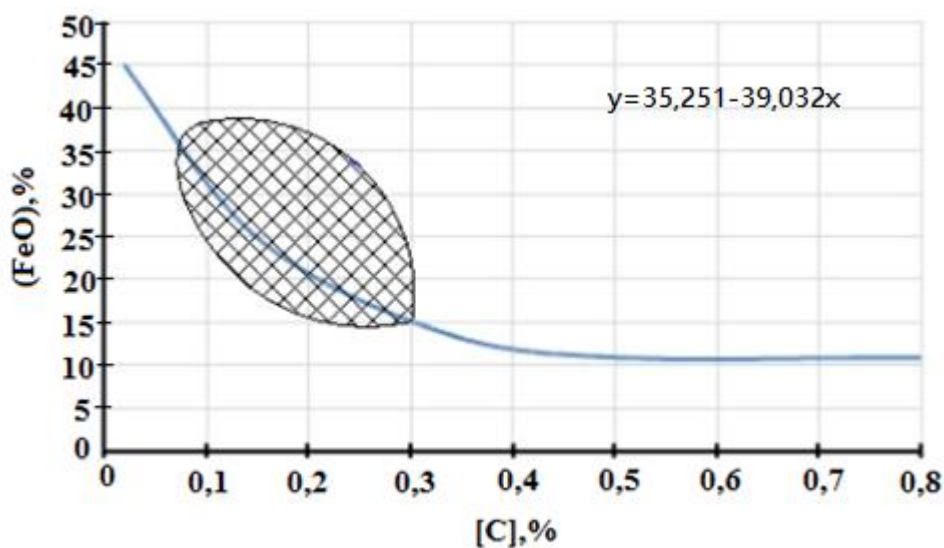


Рисунок 2.11 - Связь окисленности шлака от концентрации углерода в металле

Анализ рисунка 2.11 показывает, что окисленность шлака от концентрации углерода в металле можно разделить на три зоны. Первая зона характеризует высоким содержанием оксидов железа с одновременным низким содержанием углерода. С увеличением в стали содержания углерода наблюдается снижение оксидов железа, о чем свидетельствует вторая зона. Третья же зона показывает, что с дальнейшим увеличением углерода в стали, содержание оксидов железа практически не изменяется.

Вопросы газоплазметаллических систем и их взаимодействие при температурах выше 1500 всегда представляли интерес исследователей. Современное приборостроение позволяет с погрешностью с точностью до 0,5 градуса Цельсия определять температуру газа, металла, шлака, окисленность металла до 1 (единицы) ppm за одну минуту определить химический состав пробы стали.

В то же время, такой важный показатель как химический состав шлака определяется в течение 40 минут, что выпадает из прогнозирования технологических приемов сталелитейного передела. Из большого числа факторов насчитывающих более 50 от химического состава чугуна и лома до температуры перегрева над линией ликвидус перед разливкой на МНЛЗ из одних тех же казалось стабильных приемов ведения плавки стали концентрация оксидов железа в шлаке Fe^{2+} и Fe^{3+} изменяется в широких пределах по определенным закономерностям.

Разброс двухвалентного железа, занимающего основную массовую позицию в шлаке (помимо вопросов растворения извести), получения необходимой основности, $B = \frac{CaO + MgO}{SiO_2 + P_2O_5} = 2,8 \div 3,2$ и влияния на стойкость футеровки конвертера и ковшей, а также выхода массы жидкой стали со строго дозированной подачей по массе раскислителей и легирующих компонентов составляет от 7 до 46% по закиси железа.

По этой причине во всех сталелитейных цехах внедрены нормы по предельным концентрациям закиси железа в шлаке. На примере на АО «АМТ» не более 20% для переработки чугунов с содержанием фосфора до 0,4% и не более 25% при переработки чугунов с содержанием фосфора более 0,4%. При этом уровень шлака в сталеразливочном ковше должен быть не более 200 мм и оптимальной основности 2.8-3.2 [30].

Для оптимизации концентрации FeO нужно иметь достаточную массу закиси железа в шлаке для растворения извести необходимой для удаления серы и фосфора, в тоже время для обеспечения высокой стойкости футеровки конвертера.

В современном представлении для увеличения стойкости футеровки конвертеров присутствие MgO в шлаке на уровне 7-14% приветствуется, на что также необходимо присутствие оптимальной концентрации FeO для разложения сырого и обожжённого магнезита и доломита. Зная массу шлака по балансовым взвешиваниям и долю FeO в шлаке можно безошибочно определить угар C, Mn, Si, Al, присаживаемых в виде коксика, фракцией 5-15 мм, сыпучими ферросплавами марганца и кремния, размером 50-180 мм и слиткового

алюминия А-87 массой 14-17 кг, тем самым увеличивая долю «заказных» и прецизионных марок, а также способствовать увеличению серийности плавов на МНЛЗ с целью экономии временного ресурса, производить выпуск углеродистого полупродукта без химического анализа металла.

Массу шлака определяют с помощью индикаторов TiO_2 и других металлов и их окислов, а также путем взвешивания предыдущих плавов.

2.3 Экспрессное определение закиси железа в шлаке

Согласно патентному поиску [50] предложен вариант способа ускоренного определения закиси железа в шлаке, согласно которого включается отбор пробы шлака перед выпуском из сталеплавильного агрегата, охлаждение шлака, взвешивание и определение содержания закиси железа, отличающийся тем, что, с целью сокращения продолжительности определения, пробу шлака отбирают при 1590-1630°C и сливают в изложницу постоянного объема, уширенную книзу, а содержание закиси железа определяют путем сравнения массы отобранной пробы шлака с отградуированными эталонными массами шлака, имеющими одинаковый объем.

Сущность способа заключается в том, что удельная масса сталеплавильного шлака зависит от концентрации в нем закиси железа, причем, чем больше масса шлака, тем больше закиси железа. Определив массу навески строго определенного объема шлака на весах по заранее отградуированной шкале (в виде графика или таблицы), определяют содержание закиси железа.

При переделе шихт с незначительным изменением химического состава в конце плавки наибольшие колебания химического состава шлака наблюдаются только по содержанию железа (8-42%).

Градуировку эталонной шкалы в виде графика или таблицы производят путем отбора пробы шлака с поверхности металла, после чего заливают жидким шлаком сквозную изложницу постоянного объема, уширенную книзу, взвешивают образец закристаллизовавшегося шлака и затем анализируют его закись железа химическим путем [54].

По 50 экспериментальным результатам с различным содержанием закиси железа строят шкалу в виде графика или таблицы.

Шлак, заливаемый в изложницу, должен иметь температуру 1590-1630°C, так как при его наливке с температурой менее 1590°C шлак густой и пористый, что не позволяет отразить истинную удельную массу шлака и соответственно концентрацию закиси железа в шлаке. При увеличении температуры шлака более 1630°C наблюдается большая усадка шлака, что также искажает определение.

В 320-тонном конвертере после окончания продувки перед сливом металла в сталеразливочный ковш производят наклон агрегата, скачивают 50% шлака (35 тонн), замеряют температуру металла и шлака (1610 и 1620°C соответственно), отбирают ложкой шлак с поверхности металла и заливают его в коническую, уширенную книзу сквозную изложницу объемом 87,3 см³. В это же время производят отбор пробы металла. Через 0,25 мин содержимое шлаковой изложницы взвешивают на весах ВНЦ-2. Масса образца шлака составляет 295 г.

По таблице 2.1, составленной ранее авторами работы [50], определяют содержание закиси железа. Оно равно 21%. Общее время на определение закиси железа предлагаемым способом составляет 0,5 мин.

Таблица 2.1 – Связь массы образца шлака с концентрацией вюстита

Масса образца, г	275	288	295	300	304	307	310	312	314	316
Содержание закиси железа, %	15	18	21	24	27	30	33	36	39	42
$d, \text{г/см}^3$	3,15	3,30	3,38	3,44	3,48	3,52	3,55	3,57	3,60	3,62

Предлагаемый способ [50] рассчитан для конечных шлаков конвертертной плавки для шлаков следующего состава: FeO - 15-42%, CaO - 40-55%, SiO₂ - 7-13%, Fe₂O₃ - 4-11%, P₂O₅ - 1-10%, MgO - 2-5%, MnO - 4-8%, S - 0,04-0,20%.

Результаты анализа предлагаемого способа согласно примеру и известного способа представлены в таблице 2.2.

Таблица 2.2- Технические характеристики метода [50]

Метод анализа	Температура шлака, °C	Масса образца, г	Время на анализ, мин	Содержание FeO, %
Химический (ГОСТ 23581.3-07)	1610	304	40	27,0
	1610	304	0,5	27,0
	1590	303	0,5	26,8
Предлагаемый	1580	299	0,5	23,4
	1630	305	0,5	27,3
	1640	306	0,5	28,0

Таким образом, опробование предлагаемого способа определения закиси железа в шлаке показывает, что такой способ проще, длительность анализа намного меньше, а точность измерений (0,27%) не уступает точности измерения известного способа (0,32%).

Использование предлагаемого способа позволяет точно определять угар ферросплавов, увеличить долю заказных плавок, ввести экстренные меры по снижению окисленности шлака, определять массу металла и шлака, сливать металл в ковш без химического анализа и т.д.

Объем изложницы для заливки шлака выбирают исходя из того, что емкость ложки, используемой для отбора проб металла и шлака составляет от 180 до 330 см³, но с учетом предварительного «обмыва» ложки шлаком для предотвращения приваривания жидкого металла к стальной ложке, а также с учетом выплесков металла или шлака по ходу извлечения ложки из сталеплавильного агрегата объем жидкого расплава составит 100-180 см³. Объем предлагаемой изложницы позволит гарантированно получить полный анализ изложницы по верхнему мениску.

Верхний диаметр шлакового слитка определяется возможностью налива расплава в столь малое отверстие прибыли равное 8 мм обслуживающим персоналом, причем, чем меньше названный диаметр, тем выше точность определения веса и соответственно закиси железа в шлаке.

Нижний диаметр и высота изложницы выбирается с учетом небольших теплотерь и возможностью свободного извлечения слитка из формы.

Толщина стенки изложницы и материал выбирается из условий термостойкости и небольшого веса изложницы, а также получения четкой формы слитка.

Изложница представляет собой усеченный конус (рисунок 1.12), она ставится на подложку. Объем усеченного конуса рассчитывается по формуле:

$$V_{у.к.} = \frac{\pi(R^2 + r^2 + Rr) * h}{3} \quad (2.14)$$

где R – нижний радиус изложницы,
 r – верхний радиус изложницы,
 h – высота изложницы.

Объем изложницы, представленной в описании, равен 87,3 см³.

В каждом конкретном случае в зависимости от технологии сталеварения, от формы, материала изложницы и подложки (поддона, пластины) нужна новая тарировка таблицы и графика.

В данном случае изложница, представленная на рисунке 2.12, изготовлена из стали марки 3 кп, подложка из стали марки 08 кп.



Рисунок 2.12. Конструкция лабораторной изложницы и прибыльной части к ней [50]

Связь между концентрацией закиси железа в шлаке и весом образца представлена на рисунке 2.13. Линия I построена по экспериментальным данным таблицы 1.1.

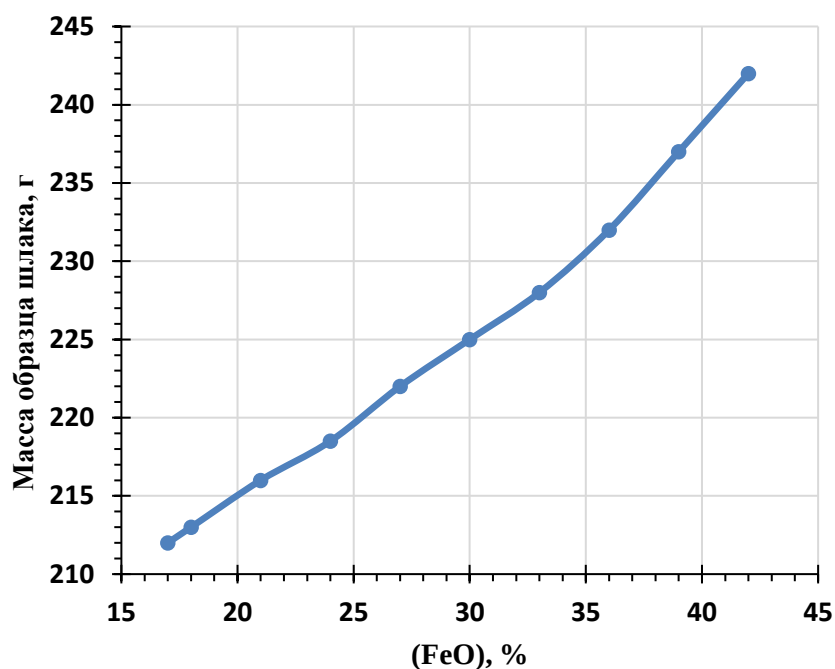


Рисунок 2.13. Связь между концентрацией закиси железа в шлаке и массой образца [50]

Математическая формула, точно характеризующее вышеуказанную кривую, может быть представлена после сложного построения полинома методом Ньютона, а уравнение, полученное на основе метода наименьших квадратов, имеет вид:

$$Q = 338,039 - \frac{922,929}{\%FeO}; \quad (2.15)$$

$$\delta_{\text{ост}} = 0,807; \pi = 10. \quad (2.16)$$

Если же требуется по нашему способу определить %FeO, исходя из веса образца, то уравнение будет выглядеть следующим образом:

$$\%FeO = \frac{-922,929}{Q - 338,039}; \quad (2.17)$$

В аналогичных исследованиях указано, что при проведении анализа берут навеску массой 1 г и менее, а в таблице 1 приводятся данные, что вес образца намного больше вышеуказанного, однако по условиям проборазделки вес образца шлака должен быть на уровне 200-350 г. Для того, чтобы проба была более представительна из большой массы молотого шлака отбирают навеску в 1 грамм и менее, так как в шлаке могут присутствовать локальные участки с нерастворенными кусочками извести, доломита и т.д.

Точность измерений по результатам химического анализа взятого за аналогии и заявляемого способа по сравнению со стандартным образцом шлака представлена в таблице 2.3.

Таблица 2.3 - Результаты химического анализа

	Число образцов, шт	Средняя погрешность метода, %
Аналог	10	0,32
Объект	10	0,27

Сотни проведенных анализов все таки подтверждает закономерность связи закиси Fe в шлаке концентрацией [C] в металле. Исходя из этого, зная концентрацию FeO в шлаке можно прогнозировать долю [C], а поскольку углерод в металле определяется в течении 3-5 минут (а в случае транспортировки пробы обычно пневмопочтой) 6-8 минут используя способ экспрессного определения FeO продолжительность 20-30 секунд ориентироваться на пробу металла. Используя определенную массу строгого объема шлака, с присадками для снижения температуры плавления и подогрева подложки, изложницы и прибыльной насадки с точностью до, определить [C] и концентрация FeO, когда закись Fe влияющая на многие технологические факторы находится в строго ограниченных пределах (FeO – 20; 25%) [30].

При производстве электротехнических марок сталей концентрация FeO имеет большее значения, вплоть до 50%, что позволяет ориентацию такого шлака на транспортировку и отдельное складирование, так как в настоящее время доля железа в рудах на территории СНГ составляет 33-45%.

Угар элементов из ферросплавов и алюминия при раскислении на выпуске из кислородно-конвертерного агрегата во многом определяется количеством и химическим составом шлака, попавшего в сталеразливочный ковш, негативно сказывающим на основные показатели. Обязательная операция - отделение шлака при выпуске металла как стартовый, так и заключительный период выпуска металла.

Исходя из экспрессного определения можно констатировать что при FeO – 20 и 25% плотность жидкого шлака соответствует в то время как алюминий присаживаемый в системах имеет плотность 2,7 г/см³ отсюда и высокий угар (по отрасли 72-78%), то есть усвоения 22-28%.

Тоже с ферросилицием, в особенности с высоким содержанием кремния (плотность Si – 2,3 г/см³) и как правило такие марки высокопористые, что делают эти раскислители сверхлегкими и трудноусвояемыми углеродистым полупродуктом выпускаемом из конвертера.

Задача специалистов металлургов состоит в разработке комплексных с большой плотностью сплавов для раскисления и легирования металла.

Погрешность в определении (FeO) в шлаке уменьшается в случаи присадок разжижающих флюсов в частности в виде плавикового шпата [51] и подогрева прибыльной части изложницы, подложки [52].

Казахстанские исследователи предложили определять (FeO) более точно, основываясь на электропроводности и сопротивления образца шлака [53].

2.4 Особенности раскисления металла

Согласно источнику [55] раскислением называется процесс удаления из стали растворенного кислорода. При окислительном рафинировании, по мере снижения в металле концентрации углерода, растет содержание растворенного кислорода, достигая величины 0,02 - 0,10 %.

Вследствие снижения растворимости кислорода при охлаждении, в процессе кристаллизации происходит выделение избыточного кислорода с образованием оксидов железа. Они образуются на границах кристаллических зерен металла, что в свою очередь понижают ковалентную связь между ними. Несомненно, это ведет к образованию дефектов, механических свойств стали (ударная вязкость, жаропрочность, пластичность и др.) и является одной из причин красноломкости. Поэтому перед разливкой металл раскисляют [56].

Удаление растворенного кислорода из стали производят глубинным способом благодаря раскислителям. Все раскислители по своему химическому составу схожи с кислородом. В роли раскислителя могут выступать: Mn, Si, Al, иногда Ti, B, Zr, Ca и др. Данные раскислители могут быть в составе сплава либо выступать в роли «чистых» металлов.

Глубинный метод раскисления заключается в принудительном введении раскислителя в металл. При этом растворенный в металле кислород взаимодействует с раскислителем с образованием прочных нерастворимых в металле оксидов, переходящих в шлак



Течение реакции в сторону раскисления возможно в случае, если в данных условиях элемент-раскислитель, как было сказано больше схож с кислородом, чем железо, то есть образует гораздо более прочные оксид, чем FeO. При введении раскислителя в сталь концентрация растворенного кислорода в ней будет понижаться до тех пор, пока реакция (1.12) не достигнет равновесия. Наименьшая остаточная концентрация кислорода в железе $[O]$, отвечающая равновесию реакции (1.12), служит мерой раскислительной способности элементов.

Способность элемента к раскислению представляет собой остаточную концентрацию кислорода, растворенного в металле, который находится в равновесии с данным содержанием раскислителя при данной температуре. Количественное значение остаточной способности металла к раскислению можно установить из константы равновесия реакции:

$$K = \frac{a_{(EO)}}{a_{[O]} \cdot a_{[E]}}. \quad (2.19)$$

$a_{(EO)}=1$, если образующийся оксид бывает в виде чистой конденсированной фазы. Приняв в качестве раствора сравнения для кислорода и элемента

раскислителя в металле раствор со свойствами бесконечно разбавленного, получим:

$$[O] = \frac{1}{K \cdot f_{[O]} \cdot f_{[E]} \cdot [\%E]}. \quad (2.20)$$

Элементы, обладающие раскислительной способностью, можно расположить в следующем порядке: Mn, V, C, Si, B, Ti, Al, Mg, Ca. Во многом случаи в качестве раскислителей используют марганец, кремний и алюминий [37].

Анализ работы АО «АрселорМиттал Темиртау» показывает, что раскисление металла производится в ковше во время выпуска из расчёта получения массовых долей марганца, кремния и алюминия от 10,0 до 13,0% относительно ниже средних заданных значений [30].

Масса присаживаемых ферросплавов рассчитывается по формуле 1:

$$A = (B - B) \cdot \Gamma \cdot 100 / (D \cdot Y), \quad (2.21)$$

где A – масса ферросплава, т;

B – среднее содержание элемента в готовой стали, %;

B – содержание элемента в стали перед раскислением, %;

Г – масса металла, с учетом количества металла от предыдущей плавки, т;

D – содержание элемента-раскислителя в ферросплавах, %;

Y – усвоение элемента-раскислителя, %.

Следующим этапом является определение выхода жидкого металла (кг) в конце продувки [57].

$$g_m = g_{\text{ч}} + g_{\text{л}} + \frac{56}{72} \sum (FeO)_{\text{др}} + \frac{112}{160} \sum (Fe_2O_3)_{\text{др}} - \sum \Delta [E] - 0.01 g_m \left[\frac{56}{72} (FeO) + \frac{112}{160} (Fe_2O_3) \right] - 0.01 g_{\text{ш}} g_{\text{кор}} - \frac{V_r V_{\text{п}} Fe_{\text{п}}}{100} - , \quad (2.22)$$

где, $g_{\text{ч}}$, $g_{\text{л}}$ – массы чугуна и лома на плавку соответственно, кг;

$\sum (FeO)_{\text{др}}$, $\sum (Fe_2O_3)_{\text{др}}$ – массы FeO и Fe₂O₃ в неметаллических материалах соответственно, кг;

$\sum \Delta [E]$ – масса окислившихся за период продувки химических элементов, кг;

$g_{\text{ш}}$ – масса шлака, кг;

(FeO), (Fe₂O₃) – содержание в шлаке соответствующих оксидов железа, %;

$g_{\text{кор}}$ – содержание капель металла (корольков) в шлаке, %;

$V_{\text{п}}$ – запыленность конвертерного газа, г/м³;

$Fe_{\text{п}}$ – содержание железа в конвертерной пыли, %;

$g_{\text{выбр}}$ – потери металла с выносами и выбросами, % [57].

Химический состав раскислителей должен соответствовать требованиям государственных стандартов и технических условий. Не допускается применение раскислителей без взвешивания, смешанных между собой и неизвестного химического состава.

Присадка раскислителей начинается после наполнения 1/4 высоты ковша и заканчивается при наполнении 2/3 высоты ковша. Присадка алюминия производится, начиная с наполнения 1/5 объёма ковша. Причём от 30 до 40 % от общего расхода алюминия присаживаются до ферросплавов, от 60 до 70 % - вместе с ферросплавами.

Вводимые в ковш раскислители должны быть сухими и иметь размеры кусков от 20 до 100 мм. При раскислении низколегированных марок сталей используются прокалённые раскислители.

Рекомендуемые для расчётов усвоения элементов при раскислении различных марок стали, представлены в таблице 2.4.

Таблица 2.4 – Усвоения элементов раскислителей, %

Сортамент	Усвоение, %			
	Mn	Si	Ti	Al
Низкоуглеродистая сталь	от 75,0 до 80,0	от 65,0 до 80,0	-	от 3,0 до 20,0
Перитектическая сталь	от 80,0 до 85,0	от 65,0 до 80,0	-	от 10,0 до 25,0
Среднеуглеродистая сталь	от 80,0 до 90,0	от 70,0 до 85,0	-	от 15,0 до 30,0
Низколегированная сталь	от 90,0 до 95,0	от 85,0 до 95,0	от 50,0 до 60,0	от 15,0 до 40,0

Науглероживание стали производится в ковше сухим коксиком фракции от 0 до 10 мм по команде мастера рассредоточено до начала присадки раскислителей. Запрещается присадка науглероживателя на дно ковша, или после присадок шлакообразующих материалов.

Для раскисления стали с содержанием углерода в готовом металле не более 0,05 % используется малоуглеродистый ферромарганец по ГОСТ 4755-91 или металлический марганец по ГОСТ 6008 [58-59].

Для раскисления стали с содержанием кремния в готовом металле не более 0,010 % используется первичный алюминий по ГОСТ 11069.

Кремний- и марганецсодержащие материалы вводятся в ковш из расчёта получения массовой доли кремния и марганца ближе к нижнему пределу для данной марки стали. Расход алюминия для раскисления рассчитывается по номограмме (рисунок 2.14-2.15).

Содержание алюминия в АВ87 принимается равным 84 % согласно ГОСТ 295-98 «Алюминий для раскисления, производства ферросплавов и алюмотермии» [60]. При изменении содержания алюминия в алюминии для определения массы алюминия для раскисления, необходимо полученное значение умножить на поправочный коэффициент – «L», выбранный из таблицы 2.5.

Таблица 2.5 – Коэффициент «L», учитывающий содержание алюминия в алюминии.

Содержание алюминия в Al	AB87	AB91	AB97	Al первичный
L	1,000	0,955	0,867	0,848

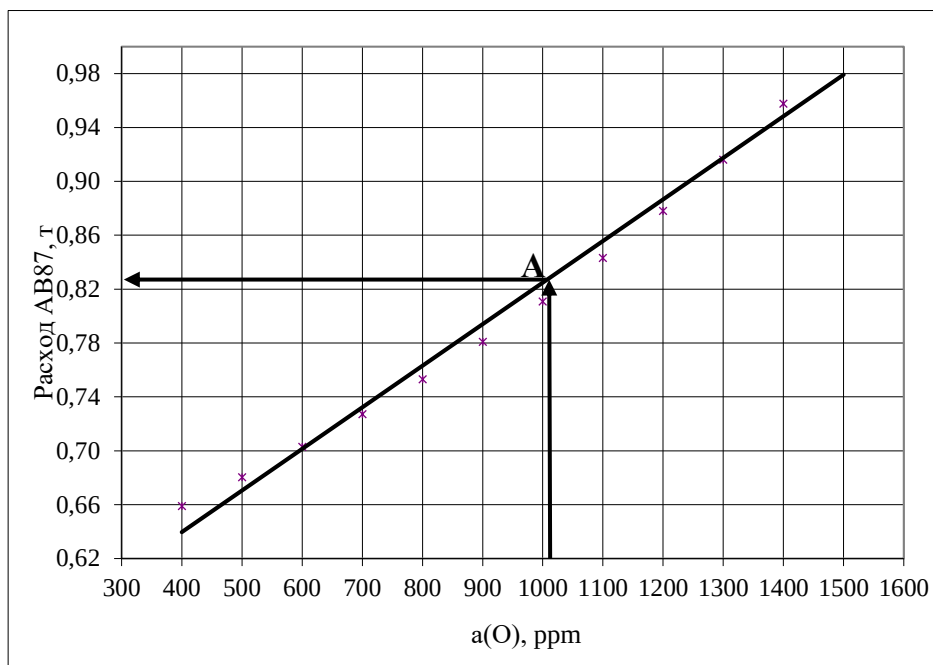


Рисунок 2.14 – Номограмма расчета расхода алюминия для раскисления низкоуглеродистого металла с содержанием кремния не более 0,05 % [30].

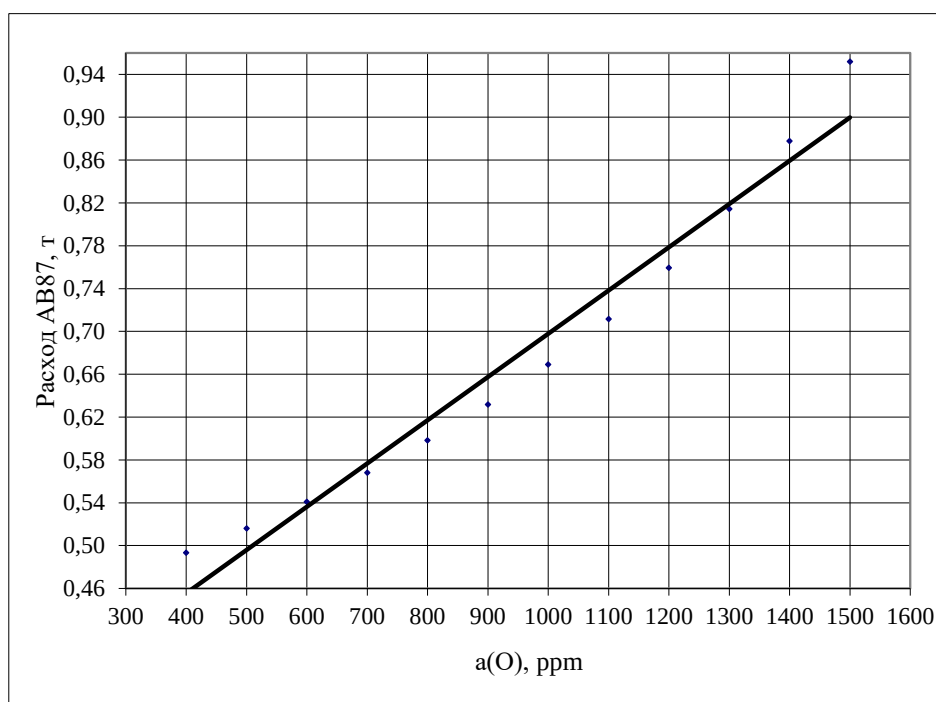


Рисунок 2.15 - Номограмма расчета расхода алюминия для раскисления среднеуглеродистого металла с содержанием кремния 0,05-0,15% [30].

Проведен анализ особенностей раскисления металла на действующем металлургическом промышленном предприятии АО «АрселорМиттал Темиртау», который показал нормы расхода алюминия при раскислении металла.

В связи со значительным различием полученных значений масс годного металла, конечного шлака и конвертерного газа, отклонения по величине статей их физической теплоты являются существенными.

2.5 Укрупнение и всплывание неметаллических включений при раскислении стали

Уменьшение доли неметаллических включений в стали является актуальной проблемой. Виды неметаллических включений: сульфидные, нитридные, оксидные. Последние встречаются очень часто, они содержат SiO_2 и Al_2O_3 . Также имеются комплексные неметаллические включения, то есть, это - алюмосиликаты, оксисульфиды и т.д.

На неметаллические включения воздействуют выталкивающие силы. Для сферических включений в согласованье с законом Архимеда эта сила описывается следующим уравнением [61]:

$$F = V/3 \pi r^3 \Delta p \quad (2.23)$$

При воздействии выталкивающей силы F на неметаллические включения появляется сопротивление стали, которое указана уравнением:

$$F_1 = 6 \pi r \eta v \quad (2.24)$$

где η — вязкость стали; V — скорость перемещения включения относительно стали [61].

По эти двум уравнениям можно получить значения величины скорости обнаружения неметаллических включений:

$$v = K \frac{2}{9} q \frac{\Delta p}{r} r^2 \quad (2.25)$$

Формула известна как формула Стокса. Она применима для условий ламинарного движения, которое наблюдается при малых значениях критерия Рейнольдса, и для малых частиц неметаллических включений (до 100 мк) [61]:

$$Re = \frac{r^2 v \rho}{\eta} \ll 1 \quad (2.26)$$

Для расчета скорости всплывания жидких включений следует пользоваться формулой Рыбчинского—Адамара [61]:

$$v = \frac{2}{3} \left(\frac{\rho_M - \rho_B}{\eta_M} \right) q r_B^2 \frac{\eta_M + \eta_B}{2 \eta_M + 3 \eta_B}, \quad (2.27)$$

где r_B — радиус включений;

$\rho_M, \eta_M, \rho_B, \eta_B$ — плотность и вязкость металла и включений соответственно.

При наличии поверхностно-активных веществ, скорость всплывания жидких капель может изменяться и вследствие эффекта торможения быть меньше рассчитанной по формуле Стокса [61].

Тормозящее влияние поверхностно-активных веществ может быть определено по уточненной формуле Стокса с учетом поверхностной вязкости [90]:

$$v = \frac{2}{9} \frac{\rho - \rho_1}{\eta} q r^2 \frac{\eta + \eta + \frac{2\eta_B}{3r}}{2\eta + 3\eta_1 + \frac{2\eta_{II}}{r}}, \quad (2.28)$$

где η_{II} — коэффициент поверхностной вязкости, пропорциональный количеству адсорбированного вещества и изменению поверхностного натяжения в результате адсорбции;

$\rho, \eta, \rho_1, \eta_1$ - соответственно плотность и вязкость жидкой среды и капли [90].

Укрупнение неметаллических включений образуется двумя способами, которые представлены на рисунке 2.16.

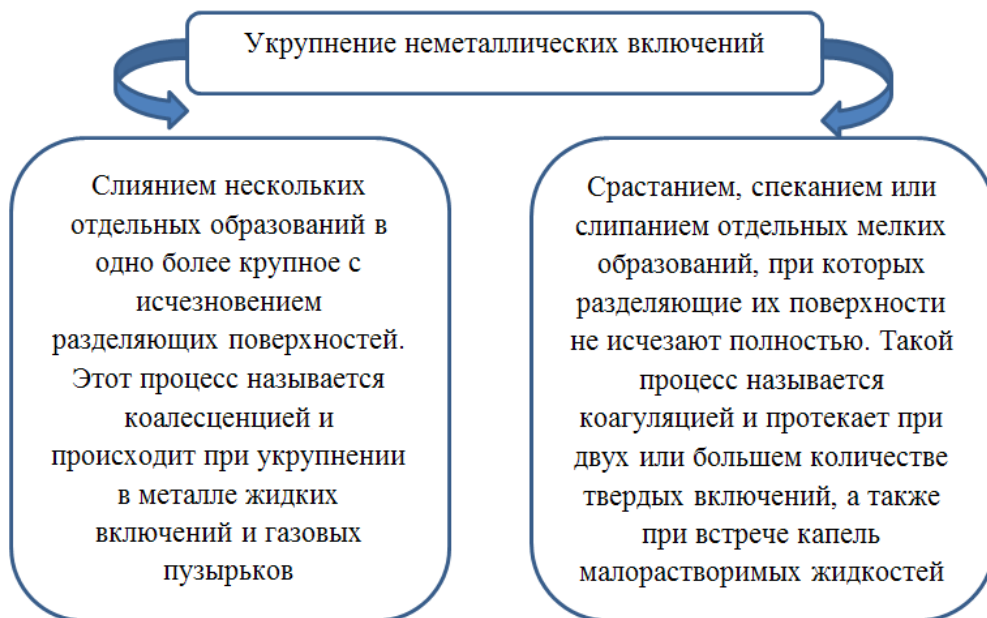


Рисунок 2.16 - Характеристика укрупнения неметаллических включений

Передвигающей мощью поведения укрупнения неметаллических включений в сплаве жестких, водянистых также газовидных подсоединений является видоизменение самостоятельной энергии концепции. Точное представление энергетического баланса слияния размеров неметаллических включений можно представить следующим образом:

$$\Delta G = \sigma_{\text{м.в}} \Delta \omega < 0 \quad (2.29)$$

$$\sigma_{\text{м.в}} \omega'_{\text{м.в}} > \sigma_{\text{м.в}} \omega''_{\text{м.в}} \quad (2.30)$$

где $\omega'_{\text{м.в}}$ и $\omega''_{\text{м.в}}$ — контактные поверхности металл — включение до и после слияния капель [60].

Условия для протекания коалесценции газовых пузырьков:

$$\sigma_{\text{м.г}} \omega'_{\text{м.г}} > \sigma_{\text{м.г}} \omega''_{\text{м.г}} \quad (2.31)$$

где $\sigma_{\text{м.г}}$ — межфазная поверхностная энергия на границе металл — газ; $\omega'_{\text{м.г}}$ и $\omega''_{\text{м.г}}$ — контактные поверхности до и после слияния пузырьков [90].

Условия для коагуляции твердых включений:

$$2\sigma_{\text{м.в}} \omega'_{\text{м.в}} > \sigma_{\text{в.в}} \omega''_{\text{м.в}} \quad (2.32)$$

где $\omega'_{\text{м.в}}$ — часть всей поверхности включений, на которой происходит их контакт при встрече; $\sigma_{\text{в.в}}$ — удельная поверхностная энергия на границе укрупняющихся включений [61].

Укрупнения неметаллических включений имеет связь с температурой стали. При повышении температуры происходит процесс укрупнения. Это связано физическим состоянием неметаллических включений.

Выводы по главе 2:

- Разработаны технологические приемы выплавки углеродистого полупродукта в кислородном конвертере, которые включены в основу технологической инструкции ТИ-СК-01-2019 принятой на АО «Арселор Миттал Темиртау».

- Рассмотрены опытно-экспрессные методы определения химического состава шлака на основе фиксированной массе шлака.

- Был проведен термодинамический анализ, механизм и кинетика процесса окисления углерода и основных элементов, контролируемых при выплавке углеродистого полупродукта. Рассмотрены закономерности теории Вачера-Гамильтона и связь с выплавкой низко- и среднеуглеродистыми конструкционными марками сталей.

3 РАЗРАБОТКА УСТРОЙСТВ ДЛЯ ОТДЕЛЕНИЯ МЕТАЛЛА ОТ ШЛАКА

3.1 Отсечка конвертерного шлака в стартовый период выпуска

Одной из важных способов, повышающих качество выпускаемой металлопродукции, является отсечка и обнаружение конвертерного шлака в стартовый период выпуска.

Основными специалистами по отсечке и обнаружения конвертерного шлака в стартовый период выпуска являются такие страны, как США, Южная Корея, Китай, Япония, Россия. Согласно патентному поиску наиболее близкие к внедрению [62-74].

В работе [75] предлагается устройство для отсечки первичного конвертерного шлака, содержащий металлическую конструкцию в виде несущей трубы с опорным неподвижным торцевым и прижимным подвижным фланцами, между которыми вокруг несущей трубы смонтирован пластичный огнеупорный элемент в виде пробки цилиндрической или конической формы, снабженной внутри делителем из органического углеродосодержащего материала, при этом сама пробка выполнена из компонентов глины, жидкости (воды), соединений углеводов и других целевых добавок. К недостаткам этого устройства следует отнести конструктивную сложность стопорной пробки в связи с наличием в ней делителя из органического углеродосодержащего материала и вариантность форм исполнения стопорных пробок, а именно: либо коническая, либо цилиндрическая, следовательно, и двух типоразмеров стопоров, что усложняет их эксплуатацию в промышленных условиях. Отметим, что коническая и цилиндрическая формы стопорных пробок имеют свои положительные свойства для конкретных условий эксплуатации. Так, например, при вводе цилиндрической стопорной пробки в устье летки конвертера, когда их диаметры незначительно отличаются между собой, требуется точная соосная фокусировка указанных объектов, которую могут обеспечить только громоздкие стационарные механизированные аппликаторы, ибо расхождение осей при перемещении стопорной пробки приведет к ее разрушению. В тоже время эта проблема решается, если стопорная пробка выполнена конической формы, допускающей определенное расхождение осей аппликатора и устья летки, что позволяет использовать переносные легкие аппликаторы, а саму операцию беспрепятственного ввода стопорной пробки в устье летки выполнить вручную. Далее при проведении первых 50-60 плавов внутренняя поверхность летки частично разрушается, в связи с чем возникает необходимость либо ремонта летки, либо использования стопорных пробок большего диаметра большей массы, то есть два типоразмера пробок, усложняющих их эксплуатацию.

Техническая задача решается тем, что устройство для отсечки первичного конвертерного шлака при выпуске плавки через летку конвертера, содержащее металлическую конструкцию в виде несущей трубы с двумя торцевыми подвижным и неподвижным фланцами, между которыми размещена стопорная пробка и аппликатор в виде трубы, выполненный с возможностью

взаимодействия со стопорной пробкой для ввода ее в летку с позиционированием на уровне, достаточном для отсечки первичного шлака, согласно изобретению, часть стопорной пробки имеет цилиндрическую форму, а другая часть выполнена в виде усеченного конуса, при этом упомянутый аппликатор выполнен с жестко установленным на расстоянии от его передней концевой части, достаточном для размещения стопорной пробки, фланцем, имеющим диаметр, соизмеримый с диаметром подвижного фланца стопорной пробки, к упомянутому фланцу аппликатора жестко прикреплены две короткие продольные пластины, расположенные в горизонтальной плоскости, и две длинные продольные пластины, расположенные в вертикальной плоскости, а на задней концевой части упомянутого аппликатора установлена трубчатая ручка для его удержания, при этом материал стопорной пробки содержащий компонент: глина марки ПГБ 50, пек марки В 10, вода 15-20, кокс фракции 0-3 мм 20, противоморозная добавка (в зимнее время) 0-5 [76].

Согласно патентному поиску известно изобретение для разделения шлака от металла, изготовленное из огнеупорного цилиндра, внутри которого имеется металлическая крестовина для установки запирающего устройства и при повороте на 180°С извлечение рукоятки стержня [77].

Недостатками данного устройства являются: плохая герметизация пробки отверстия конвертера из-за сочленения непредсказуемого разгара футеровки в зоне леточного отверстия и твердой поверхности цилиндра; сложности ввода при вязких шлаках и их кристаллизации внутри летки; непрогнозируемого самопроизвольного слива расплавов при высоком ферростатическом давлении металла, так как фиксирующие скобы упираются в гладкую высокотемпературную поверхность леточного отверстия.

Специалисты из Китая предлагают вводить в летку конвертера огнеупорную пробку в виде круглого конуса [78] и усеченного конуса [79]. Недостатками данных разработок являются: сложность извлечения рукоятки без повреждения заглушки и повышенный износ огнеупорного блока леточного отверстия.

В изобретении [80] основным недостатком является повышенный износ леточного отверстия из-за контакта пластичной тестообразной фазы пробки по высокотемпературной поверхности огнеупора (900- 1400°С).

В патенте на полезную модель [81] предлагается вводить пробку, сформированную из огнеупорного волокнистого материала со средним размером пор не более 10 мкм, предел прочности пробки при сжатии не менее 0,5 МПа и коэффициентом теплопроводности в интервале температур 600 - 1200°С - 0,14 ÷ 0,30 Вт/мК.

Предлагаемый вариант может быть использован на плавильных агрегатах с малым ферростатическим давлением, но не в конвертерном высокеемкостном (до 375 тонн) из-за нарушения скорлупы пробки и возможности замуровывания высокоосновными “короткими” по вязкости шлаками.

В качестве прототипа выступает «Устройство для закрывания сталевыпускного отверстия конвертера» [82], которое выполнено в виде металлического листа, изогнутого по форме конуса, причем диаметр основания

конуса превышает диаметр основания сталевыпускного отверстия на $20 \div 40$ мм (1,25 - 1, общее - конус, металл, превышающий диаметр на $20 \div 40$ мм).

Недостатком устройства является низкая эксплуатационная надежность вследствие выбивания данного устройства за счет динамического удара массы металла и шлака из-за плохой фиксации в канале леточного отверстия, в особенности при наличии в канале посторонних «скрапин», застывшего шлака и выбросов при продувке.

На практике более нередко применяемым способом определения шлака в струе вытекающего металла считается электрический способ, который владеет высочайшей точностью и скоростью измерений.

Существует метод, который регламентируется на очень простом принципе, в данном методе при обнаружении шлака в струе металла останавливается весь процесс. В сливном отверстии, на входе первичного шлака устанавливается система заглушки и "поплавков" (виде шарика или конуса), а в конце металлического слива устанавливается система отсечения шлака.

Для отсечки шлака применяются одноразовые и многоразовые пробки. Многоразовые заглушки сделаны из термостойких материалов, они устанавливаются в стенку конвертера. Но многоразовые заглушки не являются эффективными, и наблюдается высокие затраты на охлаждение.

Известен еще один метод отсечки шлака. Он представляет себя в виде конуса. Также можно его называть «поплавковая система», он сделан из керамического материала. Его основная функция заключается в том, что при сливе металла предотвращать возможность перемещения поплавок из отверстия. При изменении объема конуса можно наблюдать размер слоя шлака, а также внутренний диаметр канала. Данный метод является более эффективным.

Наиболее значимой задачей разработки концепции развития футеровки является достижение высокой стойкости, гарантирующей эффективность работы конвертера, так и минимальную удельную стоимость огнеупора. При выборе футеровки необходимо учитывать износные характеристики, имеются комбинированные системы, которые могут определить износные зоны, в том числе подверженные повышенной эрозии.

Поэтому для конвертера необходимо использовать различные изделия по качеству и толщине, что приводит износу футеровки в целом. Уменьшение времени его непосредственного контакта с кислородной струей способствует повышению долговечности футеровки. Для этого в начале процесса очистки образование шлака принудительно ускоряют путем добавления доломитизированной извести для вспенивания шлака.

Также нужно отметить, что автоматизация конвертерного процесса влияет на долговечность футеровки, следовательно, уменьшается количество плавов и при завершении плавки сталь сильно не перегревается. Согласно литературному обзору, американское общество Practer и Great Lakes Division предложили технологию продувки шлака в кислородном конвертере, суть которой заключается в следующем:

1) азот подается под высоким давлением через дополнительную фурму, в это время происходит распыление шлака на футеровку;

2) шлак покрывает футеровку, далее охлажденный шлак покрывается коркой.

Образованная корка повышает огнеупорность материала, тем самым предотвращая износ и повышает устойчивость футеровки.

Также известно, что во время заливки чугуна в конвертер, шлак частично расплавляется. Поэтому до начала обработки образовывается жидкий слой шлака.

Существуют различные методы контроля работы конвертера, определяющие его долговечность и износостойкость. Одним из таких методов является контроль и измерение футеровки и степени износа. Одним из таких устройств контроля является лазерная система регулировки профиля футеровки. Весь процесс сканирования конвертера составляет около 25 - 30 минут.

При появлении слоя футеровки производится ремонтные работы с помощью распыленного бетона и продувки шлака. Во время работы футеровка контролируется от 7 до 10 раз. Нормальным сопротивлением футеровки конвертера считается 2,5 - 3,5 тысячи расплавов. Рекордные данные, основанные на ремонтных работах и при использовании системы мониторинга, достигают даже 10 - 15 тысяч расплавов и более.

При переливе шлака из конвертера в сталеразливочный ковш необходимо учитывать попадания шлака в струю металла, так как это негативно влияет на технологический процесс, и данное явление на сегодняшний день является важной проблемой.

Во время выпуска стали из конвертера в ковш попадает немалое количество шлака, которое распределяется следующим образом (рисунок 3.1):

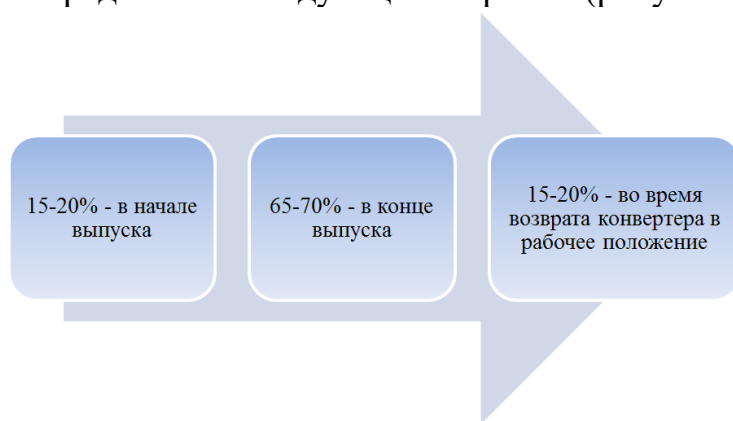


Рисунок 3.1 – Распределение шлака при выпуске стали из конвертера

Шлак, попадающий в промковш МНЛЗ с последними порциями стали, выпускаемой из ковша, негативно влияет на процесс литья и показатели качества заготовки. Следовательно, снижение количества шлака, вытекающего через шиберный затвор сталеразливочного ковша, позволит повысить качество металла и провести технологический процесс в оптимальных условиях в производстве.

На рисунке 3.2 представлено негативное влияние шлака на основные показатели качества процесса.

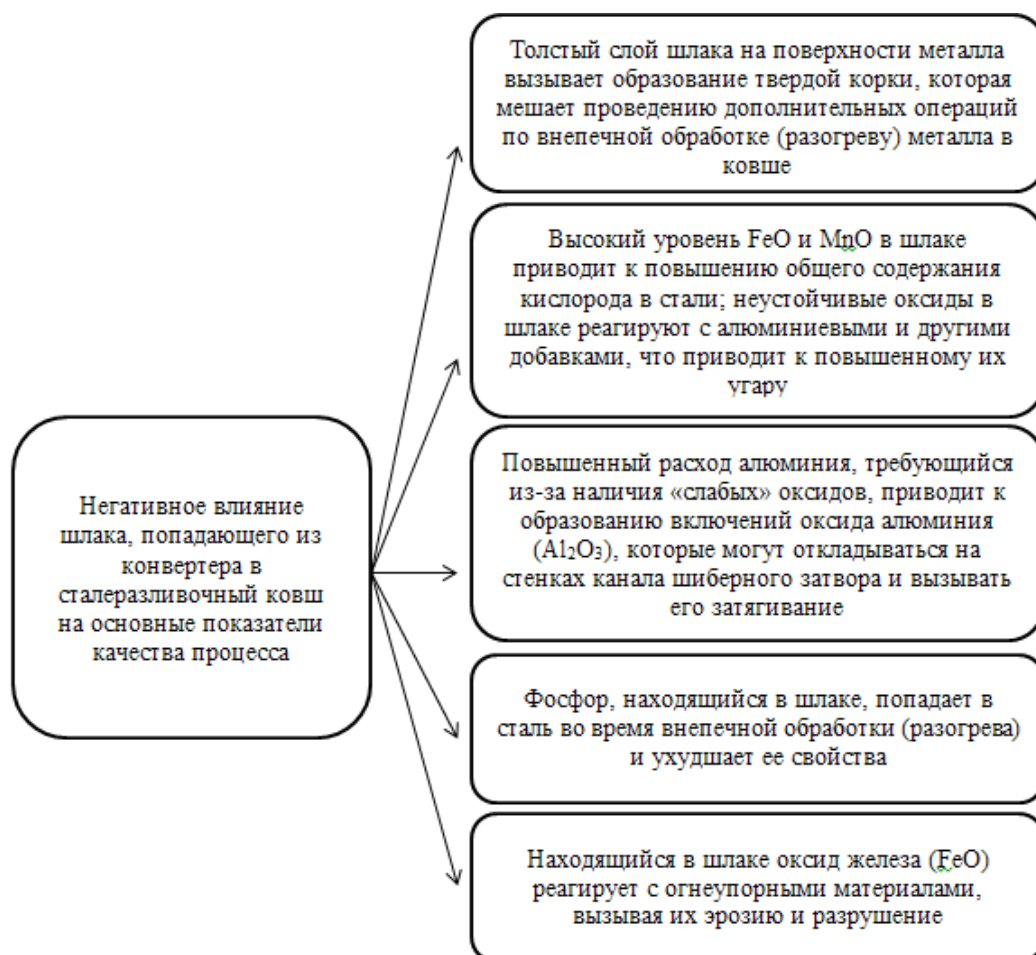


Рисунок 3.2 - Воздействие шлака, попадающего из конвертера в сталеразливочный ковш на главные показатели качества процесса

В большинстве случаев, чтобы обнаружить шлак в струе металла, необходима помощь оператора, который визуально может посмотреть. Но в данном случае, есть свои недостатки, как например, при переливе металла из конвертера в сталеразливочный ковш оператор, есть вероятность, что неточно определить момент проникновения шлака. Вышеуказанные факторы влияют негативно на проведения технологического процесса.

3.2 Анализ существующих аналогов и предлагаемое устройство для закрывания выпускного отверстия конвертера

Известно устройство для закрывания выпускного отверстия конвертера, изготовленное на основе металлического стержня-прутка на который монтируется пружинящий гибкий сегментарный клапан, центр которого жестко закреплен в головной части стержня, а периметр сегментарного клапана в рабочем положении сжат и зафиксирован вдоль стержня кольцом с диаметром меньшим диаметра выпускного отверстия-летки. Устройство в виде подпружиненного сегментарного клапана вводится на требуемую глубину внутрь выпускного отверстия, после чего фиксирующее кольцо высвобождается

от повышенных температур, а устройство за счет пружин фиксируется в отверстии [83].

Недостатком устройства является низкая эксплуатационная надежность, вследствие выбивания данного устройства за счет динамического удара массы жидкого шлака и металла по клапану, из-за недостаточной фиксации устройства в канале отверстия, в особенности при наличии в канале посторонних скрапин, застывшего шлака от предыдущей плавки и выбросов шлакометаллической эмульсии при продувке.

Наиболее близким по технической сущности и достигаемому результату является установка [84], для закрывания выпускного отверстия конвертера, содержащее металлический стержень-пруток, стационарный и подвижный гибкие сегментарные клапаны закрепленные в головной части стержня, упор для подвижного клапана, стабилизаторы соосности, контргруз в хвостовой части. Наружный диаметр сегментарных клапанов должен быть равным (1,1 м) диаметрам сталевыпускного отверстия. Устройство может содержать один и более стабилизаторов соосности. При наличии в устройстве двух стабилизаторов соосности необходимо соблюдать отношение диаметра лётного отверстия к диаметру стабилизатора как 1:(0,85-1,2) из расчета удержания устройства в канале отверстия. Фиксирующие кольца клапанов изготовлены из легкоплавкого материала диаметром (0,65-0,95) диаметра отверстия, что позволяет вводить и фиксировать клапаны в отверстие без усилий. Пружинящие гибкие сегментарные клапана и стабилизаторы соосности изготовлены из теплостойкого материала (упругость, гибкость, стойкость к высоким температурам), что достаточно для того, чтобы клапана развернулись в полости конвертера и после прохождения выпускного отверстия подвижный клапан совместился со стационарным и обеспечилось, в комплексе, с дополнительными элементами устройства - контргруза, фиксирование и закрытие отверстия при любом положении конвертера до начала выпуска металла.

Недостатками вышеупомянутого устройства являются невозможность работы со шлаками с повышенной температурой плавления, т.е. густым и вязким, а также с высокоплотной массой и, наконец, с повышенными поверхностноактивными частицами т.е. пенистыми.

В этой связи, был получен нами патент на полезную модель [85], которая относится к сталеплавильному производству, в частности, к производству стали в конвертерах и может быть использовано для разделения металла и шлака при выпуске металла в сталеразливочный ковш.

На удлиненный трубчатый стержень монтируется стационарный и подвижный клапаны, упор, стабилизаторы соосности, после чего устройство вводится в рабочее пространство конвертера. При наклоне конвертера клапана перекрывают сталевыпускное отверстие, а стабилизаторы соосности поддерживают устройство в центральном положении, таким образом, отсекая поток шлака от металла.

Использование устройства позволяет повышать качество металла за счет уменьшения доли неметаллических включений, снизить угар раскисляющих и легирующих добавок.

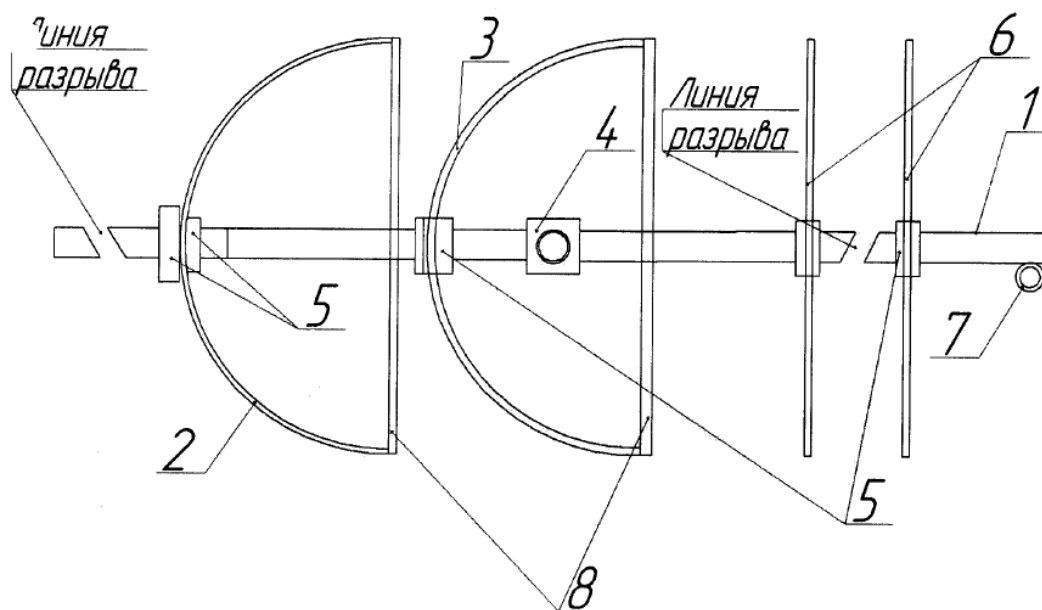
Предлагаемое устройство является приемлемым для устранения в работе вышеперечисленных условий. Задача, на решение которой направлено предложение - разработать устройство позволяющее наиболее полно отсекаать первичный конвертерный шлак и повысить эксплуатационную надежность.

Технический результат достигается тем, что установка для закрывания выпускного отверстия конвертера содержащее металлический стержень, стационарный и подвижный гибкие сегментарные клапаны закрепленные в головной части стержня, упор для подвижного клапана, стабилизаторы соосности, контргруз в хвостовой части отличается тем, что стержень трубчатый с толщиной 0,5-3 мм при отношении диаметра летки к внутреннему диаметру трубы в пределах 5-12 и удлиненный на (0,5-4) диаметра сталевого выпускного отверстия от крепления стационарного клапана. При толщине стенки металлической (стальной) трубы менее 0,5 мм - недостаточно противостояние высокотемпературному (более 1550°C) потоку шлака, при толщине более 3 мм - возрастает масса установки и ее введение точно в леточное отверстие затруднено.

При отношении диаметра летки к внутреннему диаметру трубы менее 5 - создается избыточное давление на отсекающие клапана, что может привести их к порыву, а при величине не более 12 - может создаться аварийная ситуация, основанная на том, что при наклоне конвертера устройство переходит в вертикальное положение и в оплавленную шлаком нижнюю часть удлиненной головной составляющей проваливается сверху расположенная масса трубы и перекрывает свободный канал.

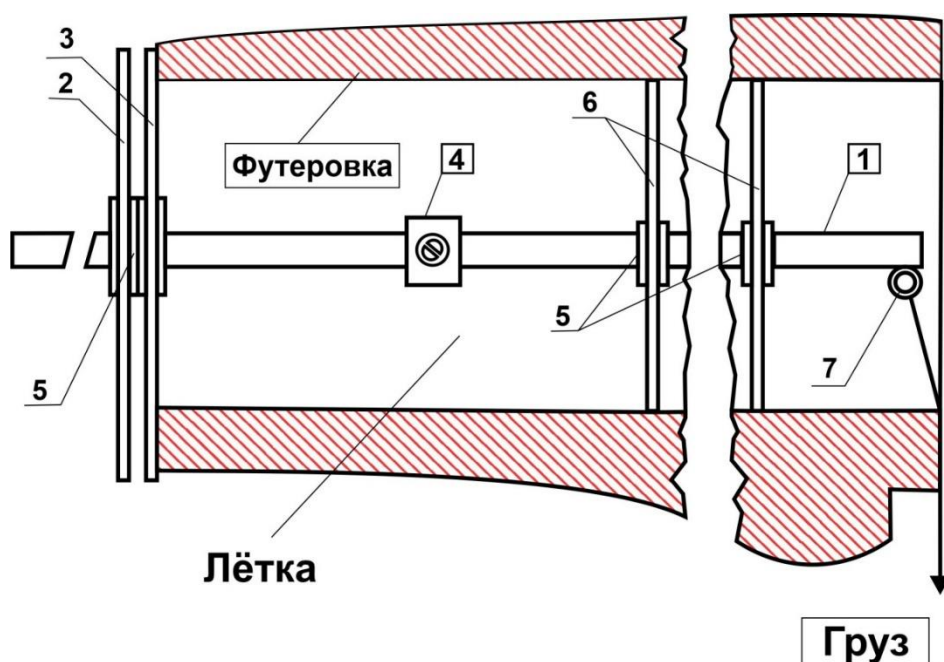
При удлинении головной части трубы на менее 0,5 диаметра сталевого выпускного отверстия от крепления стационарного клапана при высокоактивном и пенном шлаке канал трубки закупоривается шлаком, а при отношении более четырех в подогретой нижней части удлинения смещаются на центр тяжести при малейшем искажении тепломассообмена между шлаком и устройством, что ведет к срыву процесса отсечки шлака.

Очевидно, что в рамках данного предложения, могут быть применены не приведенные в описании, но явным образом следующие из описания для специалиста иные схемы и наборы элементов устройств для закрывания выпускного отверстия конвертера, например: с использованием трех клапанов различного кроя и их монтажа. Патент на полезную модель поясняется фигурами 3.3-3.5.



1 - удлиненный стержень; 2 – стационарный клапан; 3 - подвижный клапан; 4 – упор; 5 – шайба; 6 - стабилизаторы соосности; 7 - металлическое кольцо; 8 - фиксирующие кольца

Рисунок 3.3 - Схема устройства подготовленного к эксплуатации.



1 - удлиненный стержень; 2 – стационарный клапан; 3 - подвижный клапан; 4 – упор; 5 – шайба; 6 - стабилизаторы соосности; 7 - металлическое кольцо.

Рисунок 3.4 - Положение устройства в рабочем состоянии

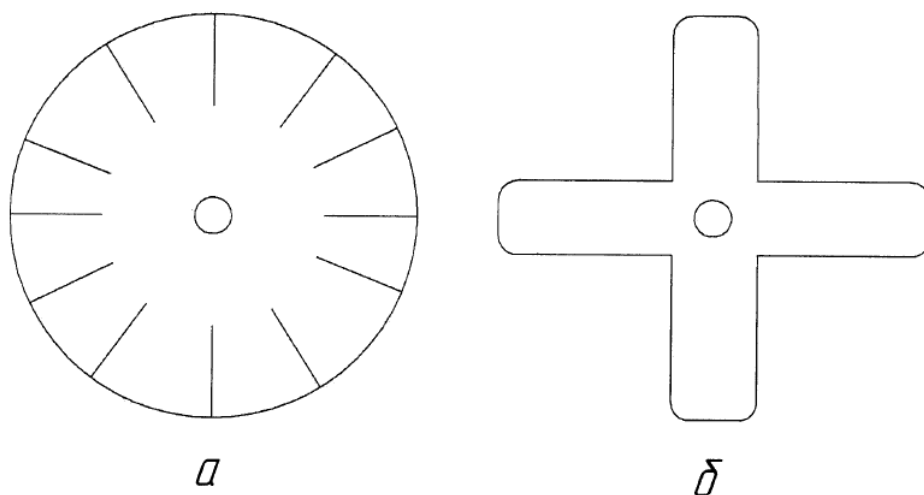


Рисунок 3.5 - Выкройка сегментарных клапанов а)
и стабилизаторов соосности б).

На рисунках 3.3-3.5 детально и сборочно представлено устройство для закрывания выпускного отверстия конвертера. На удлиненный стержень 1 монтируется стационарный 2 и подвижный 3 клапаны, упор 4 для последнего с помощью шайб 5 и точечной сварки.

Далее аналогично крепятся стабилизаторы соосности 6. Для подвески контргруза приваривается металлическое кольцо 7. Периметры стационарного и подвижного клапанов 2 и 3 сжимаются вдоль стержня 1 и крепятся фиксирующими кольцами 8 из скотча, электроизоляции, лейкопластыря и т.д. — рисунок 3.3.

Устройство работает следующим образом: Конструкция отсечного устройства, со стабилизаторами соосности 6 вводится в отверстие конвертера и проталкивается в агрегат до уровня, когда фиксирующие кольца 8 попадая в рабочее пространство сгорают, а клапана разворачиваются в плоскость (рисунок 3.4), после чего конструкция прижимается к футеровке леточного блока с помощью средства 7 контргрузом. Контргруз остается подвешенным у кожуха конвертера.

Клапана с различным кроем - рисунок 2.5, а) изготовленные из резиноканевого огнеупорного материала плотно прижимаясь к футеровке отсекают шлак в течении 17-25 секунд. И только при соприкосновении с металлом происходит разрушение конструкции и выпуск металла без первичного конвертерного шлака. Удлиненная головная часть стержня позволяет работать со шлаками различного химического и агрегатного состояния.

Устройство предназначено для внедрения на 300-тонном конвертере без применения угля, магнезиальных флюсов, додувок и промежуточного скачивания шлака.

Технические характеристики конструкции конвертера представлены в таблице 3.1:

Таблица 3.1 - Технические характеристики конструкции конвертера и футеровки

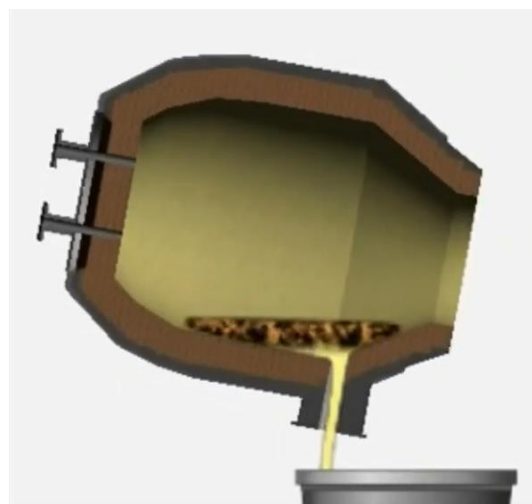
№	Параметры	Значения
1	Объем конвертера	300 тонный конвертер
2	Стойкость рабочего слоя периклазоуглеродистой смолодоломитовой футеровки	2182 плавки
3	Стойкость леточного блока	27 плавов
4	Угол наклона оси летки к вертикальной оси конвертера	~60°
5	Диаметр леточного отверстия	18 см
6	длина леточного отверстия	160 см
7	продолжительность выпуска	8 минут

Устройство монтируются на стальной трубе марки 3сп с толщенной стенки 1,5 мм внутренним диаметром 25 мм и длиной 1800 мм. После чего головной частью со стороны стационарного клапана вводится в свободное пространство конвертера до уровня обеспечивающего перевода клапанов в плоскостную позицию после сгорания фиксирующих колец.

Клапана и стабилизаторы соосности изготовлены из транспортной огнеупорной ленты толщиной 10 мм. При дальнейшем наклоне конвертера подвижный клапан прижимается к стационарному и к футеровке леточного блока изготовленного из периклазоуглеродистого материала. Таким образом шлак отсекается от зоны леточного отверстия, а металл проникает вглубь трубы, расплавляет ее, после чего поток металла размывает отверстие увеличивая диаметр потока, а чистый от неметаллических включений, сливается в сталеразливочный ковш.



а) Стартовый период выпуска углеродистого полупродукта



б) Заключительная стадия выпуска

Рисунок 3.6 - Положения конвертера в период выпуска расплава

После продувки в конвертере в состоянии покоя шлак с плотностью 2,7-3,6 г/см³ находится на поверхности металла. Наклонив конвертер на 30 градусов до уровня, обеспечивающее оперативное действие персонала с рабочей площадки, вводятся отсечные устройства в трех вариантах, представленные в диссертационной работе. При дальнейшем наклоне конвертера в сторону сталеразливочного ковша, предварительно вставляется одно из предлагаемых нами устройств. Механизм ввода отсечного устройства и его принцип работы представлен в рисунке 3.6 а. В дальнейшем, подавая загуститель с плотностью больше плотности шлака, но меньше плотности металла, обеспечиваем сепарацию металла от вторичного шлака (рисунок 3.6 б).

3.3 Разработка устройства для разделения металлургических расплавов

3.3.1 Стопорное устройство для отсечки первичного шлака, и апробация в условиях АО «АМТ»

В условиях жесткой конкуренции и интенсивно развивающегося производства, а также увеличения спроса со стороны рынка на продукцию металлургической промышленности, наблюдается тенденция повышения уровня качества конечной продукции. В этой связи актуальной проблемой становится обеспечение требуемого качества полупродуктов и полуфабрикатов, так как качество конечной продукции от качества полупродуктов и полуфабрикатов.

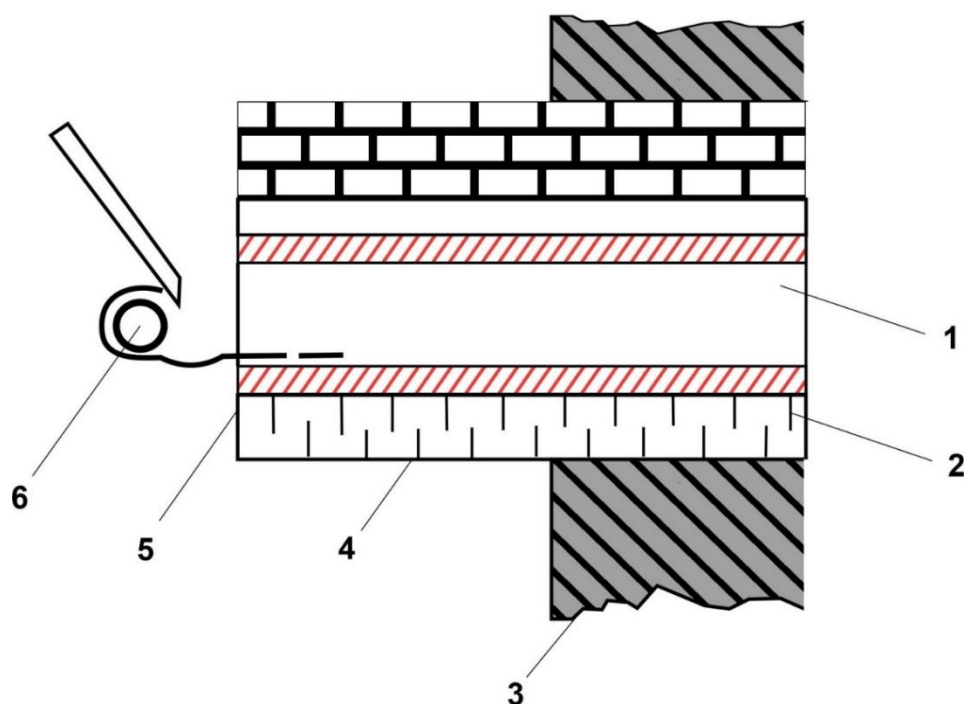
В работе [86] известны устройства для разделения расплавов, но они имеют некоторые недостатки.

Предлагаемое нами стопорное устройство [87] отличается возможностью погружения устройства на любую глубину в рабочее пространство конвертера и электропечи, гарантированно отсекая шлак при любом угловом рабочем наклоне агрегата для слива металла в ковш и расположении оси леточного отверстия относительно горизонтали.

Очевидно, что в рамках данного предложения, могут быть применены, не приведенные в описании, но явным образом следующие из описания для специалиста иные схемы и наборы элементов устройства для закрывания выпускного отверстия сталеплавильного агрегата, например с использованием корпусов из металлического прутка с шайбой; цельнотянутой, многослойной и штрипсовой трубой и т.д.

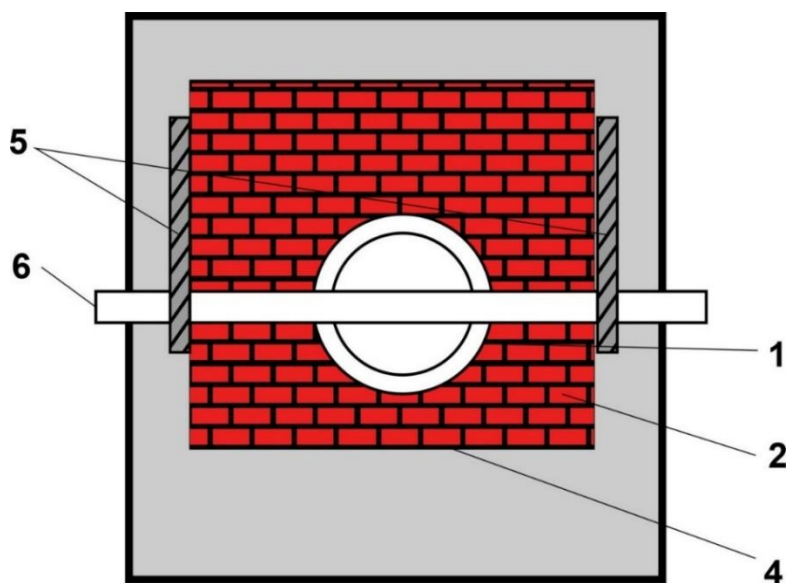
На рисунках 3.7 и 3.8 приведен узел блокировки устройства для разделения шлакового и металлического расплавов. Леточный блок 1 устанавливается на огнеупорные материалы 2 на всю длину футеровки агрегата 3 и леточного короба 4 и заклинивается специальным кирпичом. Зигзагообразные направляющие приспособления 5 привариваются к вертикальным сторонам леточного короба.

Стопорный элемент 6 укладывается в углубление 7 трехрозовым вилочным приспособлением. Устройство работает следующим образом на примере конвертерного агрегата.



1 - леточный блок, 2 - огнеупорные материалы, 3 - футеровка агрегата, 4 - леточный короб, 5 - зигзагообразные направляющие приспособления, 6 - стопорный элемент

Рисунок 3.7 – Фронтальный вид леточного узла



1 - леточный блок, 2 - огнеупорные материалы, 3 - футеровка агрегата, 4 - леточный короб, 5 - зигзагообразные направляющие приспособления, 6 - стопорный элемент

Рисунок 3.8 – Профильный вид леточного узла

Предлагаемое устройство предназначено для внедрения в конвертерные цеха, в частности, АО «АМТ». Технические характеристики конструкции конвертера представлены в таблице 3.2:

Таблица 3.2 - Технические характеристики конструкции конвертера

№	Параметры	Значения
1	Объем конвертера	300 тонный конвертер
2	Стойкость рабочего слоя смолодоломитовой футеровки	203 плавов
3	Длина наборного леточного блока	1400 мм
4	диаметр выпускного отверстия	160 мм
5	стойкость блока	9 плавов
6	Продолжительность выпуска 300- тонн	11 минут 20 секунд

Угол наклона между вертикальной осью конвертера и осью выпускного отверстия 60 градусов. В качестве отсечного элемента шлака используется труба стальная с за вальцованной головной частью.

После окончания процесса выплавки, конвертер наклоняется в сторону рабочей площадки до уровня, обеспечивающего визуальное наблюдение за отверстием летки.

Глухонная труба проталкивается в леточное отверстие «заподлицо» с фронтальной стороны леточного короба и на 50 см в рабочее пространство конвертера, после чего виловым приспособлением по спуску в углубление до упора устанавливается стопорный элемент в виде цилиндра из дерева диаметром 70мм. В дальнейшем при наклоне конвертера до принятия летки сливного положения труба упирается в стопорный элемент, а через 2 секунды чистый металл без шлака сливается в сталеразливочный ковш.

Кроме вышеуказанной трубы может быть использоваться перфорированная, оплеточная для магистралей с высоким давлением и другие отсечные устройства, в частности с прутком и трубкой малого диаметра, но с прикрепленной шайбой на выходе по диаметру летки и стабилизаторами соосности. Стопорный элемент также не представляется дефицитным, то есть любым устойчивым профилем – крун, квадрат, шестигранник и т.д.

Использование устройства позволяет наиболее полно отсекай «первичный сталеплавильный шлак», повысить эксплуатационную надежность устройства, улучшить технико-экономические показатели сталеплавильного передела.

3.3.2 Промышленные образцы современных устройств для разделения металлургических расплавов и предлагаемые устройства

Подходы к созданию высоконадежных материалов существенно изменились. Среди факторов, в наибольшей степени снижающих срок службы металлических изделий, все большее значение приобретают включения неметаллического оксида. Их загрязнение готовыми металлическими изделиями традиционно регулировалось ограничением содержания серы и кислорода в металле.

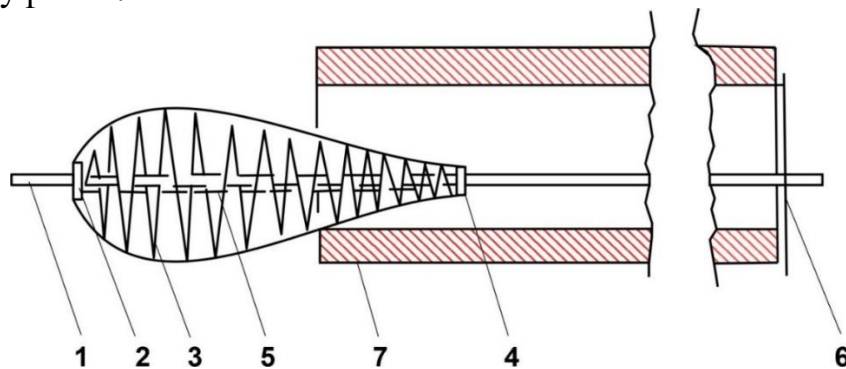
Согласно работе [88] такие дефекты, как неметаллические включения, образуются в расплаве из-за попадания технологического шлака, износа

футеровки и раскисления металла. Неметаллические включения представляют собой оксиды магния, кальция, алюминия и кремния, входящие в состав шлаков и материала футеровки. Растворимость оксидов в чистом железе незначительна или полностью отсутствует.

Возникшие неметаллические включения могут оказывать влияние на формирование формировании гранулированного и фазового состава стали. Локализация таких дефектов различна. Но несмотря на это они не оказывают значительного влияния на основные процессы деструкции.

Неметаллические включения влияют на технологическую пластичность, на ударную вязкость и на эксплуатационные качества (стойкость к коррозии) стали. В этой связи, нами предлагается устройство, которое позволит повысить качество стали за счет снижения неметаллических включений переходящих из шлака.

Предлагаемое устройство [89] изготовлено из стальной трубки -1 (рисунок 3.9), на головную часть которой точечной сваркой приваривается муфта -2 и верхняя часть спиралевидного клапана -3, хвостовая часть которого приварена к подвижной муфте -4.

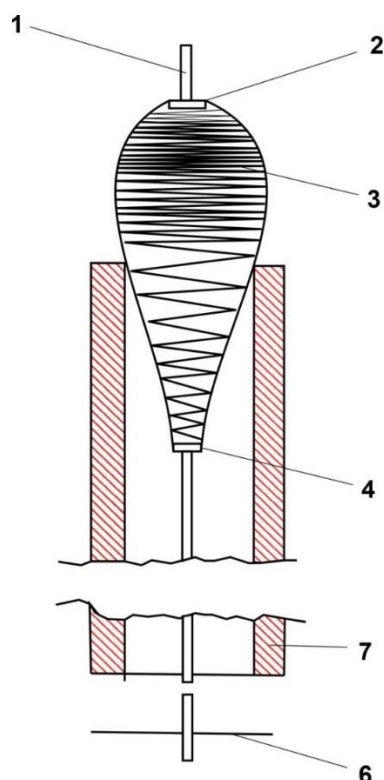


1- стальная трубка; 2 – муфта; 3 - спиралевидный клапан; 4 - подвижная муфта;
5 - сгораемый упор; 6 – упор; 7 - футеровка леточного блока

Рисунок 3.9 - Исходная позиция устройства

Для придания диаметру клапана меньшего диаметра летки в растянутый пружинный клапан устанавливается сгораемый упор -5 из дерева, пластмассы и т.д. в виде древки, пластины, трубы и других материалов.

Конвертер переводится в условие, обеспечивающее работы персонала с леткой, где устройство вводится в летку агрегата до упора - элемента 6, дабы предотвратить падение устройства в рабочее пространство конвертера, а по истечении 10÷20 секунд упор сгорает и, наклоняя конвертер, клапан прижимается к футеровке леточного блока 7, отсекая шлаковый расплав (рисунок 3.10).



1- стальная трубка; 2 – муфта; 3 - спиралевидный клапан; 4 - подвижная муфта; 5 - сгораемый упор; 6 – упор; 7 - футеровка леточного блока
Рисунок 3.10 - Рабочее положение отсечного устройства

Удлиненная головная часть трубки является гарантированным условием отсечки без замуровывания летки шлаком, оттесняя легкий шлак $\delta = 2,4 \div 3,5 \text{ г/см}^3$ при концентрации закиси железа в шлаке $23 \div 33\%$, а жидкий металл без шлаковых включений сливается в сталеразливочный ковш.

Технические характеристики конструкции конвертера и футеровки представлены в таблице 3.3:

Таблица 3.3 – Технические характеристики конструкции конвертера

№	Параметры	Значения
1	Объем конвертера	300 тонн
2	Стойкость рабочего слоя периклазоуглеродистой футеровки	3794 плавки
3	Стойкость леточного блока	38 плавов
4	Угол наклона оси летки к горизонтальной оси конвертера	$\sim 30^\circ$
5	Диаметр леточного отверстия	18 см
6	длина леточного отверстия	160 см
7	продолжительность выпуска	8 мин. 30 секунд

На трубку с наружным диаметром 19 мм монтируется втулка со спиралевидным винтовым клапаном из стали марки ХІ8Н8 (сталь - 11 - 06 с. 117) диаметром 5 мм и диаметром оснований конусов 198 мм, а после растягивания

пружинящего клапана внутрь хвостовой части устанавливается древко с упорами во втулки, при этом основание конусов - 174 мм.

Устройство вводится в летку до упора, затем пауза в 12 секунд, после чего наклон конвертера над ковшом и через 3 секунды чистый металл сливается в ковш.

После слива металла в конвертер подается 3 тонны обожженного доломита, который смешивается с жидким шлаком и раздувается азотом на футеровку, нанося таким образом гарниссаж.

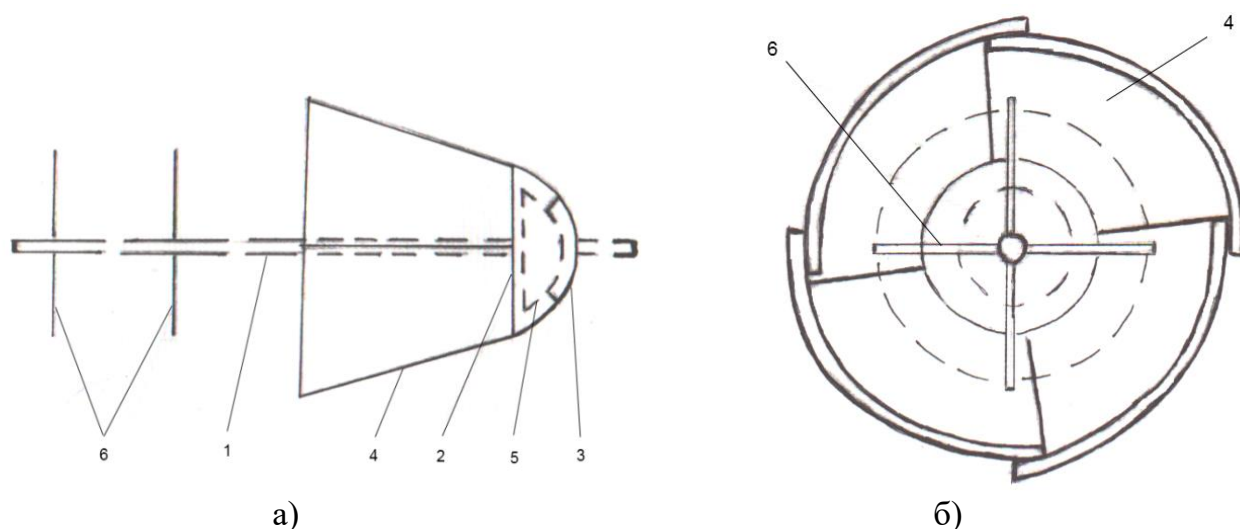
Использование устройства позволяет отделить «первичный конвертерный шлак», повысить качество стали и увеличить стойкость футеровки сталеплавильного агрегата, снизить расход раскислителей и легирующих компонентов.

Также нами предлагается устройство, которое отличается возможностью погружения в рабочее пространство конвертера и электропечи гарантированно отсекает шлак при любом угловом рабочем наклоне агрегата для слива металла в ковш. Изогнутые пластины из резинотканевого материала типа «кевлар» в количестве 2÷5 штук (лепестки) в виде лопастей придают жесткость и предотвращают выпадение устройства из летки [90].

При наличии менее 2 пластин - одной, происходит деформация клапана и наблюдаются свищи шлакового и металлического расплава, при наличии более 5 пластин невозможно сформировать жесткую конструкцию клапана.

Устройство состоит из трубчатого стержня 1 выполняющего роль корпуса, большой полусферы 2. На рисунке 3.11 показан торцевой уровень установки лепестков – 3 и сами лепестки 4, малая полусфера – 5 и стабилизаторы соосности – 6.

Изготовление устройства следующее. На кислородную трубку 1 наружным диаметром 19,1 мм и толщиной стенки 1,7 мм длиной 230 см на расстоянии 35 см от головной части трубки крепится точечной сваркой стальная полусфера 2 с основанием 10 см и прикладывается малая полусфера 5 с основанием 6 см а между ними внахлест в 2 см укладывается четыре лепестка – 4. Прижимая малую полусферу к большой формируются лопасти и для их фиксации малая полусфера точечной сваркой прихватывается к трубчатому стержню. Полусферы изготовлена из стали толщиной 1,0 мм, лопасти из транспортной ленты толщиной 8 мм. На рисунке 3.11 показан торцевой уровень установки лопастей – 3.

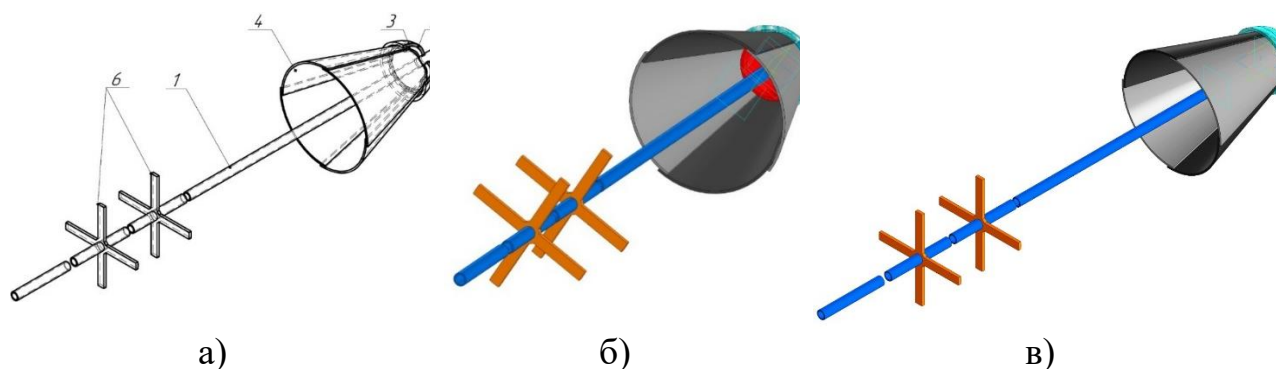


а) фронтальный вид устройства; б) Профильный вид устройства;

1 - трубчатый стержень, 2 – большие полусферы, 3 - торцевой уровень установки лепестков; 4 – лепестки, 5 - малая полусфера, 6 - стабилизаторы соосности

Рисунок 3.11 – Устройство для разделения расплавов

Также представлено устройство для разделения расплавов в анимации 3D (Рисунок 3.12)



а) общий вид устройства, б) в) –расположения устройства

1 - трубчатый стержень, 2 – большие полусферы, 3 - торцевой уровень установки лепестков; 4 – лепестки, 5 - малая полусфера, 6 - стабилизаторы соосности

Рисунок 3.12 – Устройство для разделения расплавов в анимации 3D

В результате получился «колокол» с основанием в диаметре 22 см и высотой 20 см. Следующая операция – приваривание пластин стальных размером $2 \times 10 \times 60$ мм по широкой грани в количестве 8 штук на расстоянии 75 см и 170 см от головной части трубки в качестве стабилизаторов соосности.

Трубкой ручкой диаметром 22 мм с заглушкой на расстоянии 10 см устройство за хвостовую часть вводится в реторту конвертера. После

освобождения от ручки конвертер наклоняют для слива металла, колпак прижимается к футеровке и таким образом происходит отделение шлака от металла.

3.3.3 Апробация предлагаемого устройства для разделения металлургических расплавов

Экспериментальная часть работы выполнена в конвертном цехе АО «АМТ», оснащенного тремя 300-тонн. конвертерами. В условиях конвертерного цеха изучались низкоуглеродистые марки стали. Технические характеристики конструкции конвертера представлены в таблице 3.4 [90]:

Таблица 3.4 - Технические характеристики конструкции конвертера

№	Параметры	Значения
1	Объем конвертера	300 тонный конвертер
2	Стойкость рабочего слоя смолодоломитовой футеровки	216 плавов
3	Длина наборного переклазоуглеродистого блока леточного	160 см
4	диаметр выпускного отверстия	160 мм
5	стойкость блока	9 плавов
6	Продолжительность выпуска 300- тонн	11 минут 20 секунд

Ниже приведены сравнительные данные по выплавке стали традиционным и предлагаемым способами (таблица 3.5).

Таблица 3.5 - Сравнительный анализ показателей традиционной и предлагаемой конвертерных плавов в условиях АО «АМТ»

Традиционная конвертерная плавка		Конвертерная плавка с применением разделительного устройства	
Параметр, ед. измерения	Величина	Параметр, ед. измерения	Величина
1. Расход металлоохладителей, т.	91	2. Расход металлоохладителей, т.	93
лом - обрезь усредненная, т	24,3	лом - обрезь усредненная, т	25,7
Лом стальной, т	57,5	Лом стальной, т	59,5
скрап зашлакованный, т	7,6	скрап зашлакованный, т	6,3
Чугун чушковый, т	1,6	Чугун чушковый, т	1,5
3. Расход жидкого чугуна, т	289,28	4. Расход жидкого чугуна, т	300,0
Содержание Si, %	0,92	Содержание Si, %	0,92
Содержание Mn, %	0,24	Содержание Mn, %	0,24
Содержание S, %	0,03	Содержание S, %	0,034
Содержание P, %	0,065	Содержание P, %	0,065
Температура, °C	1324	Температура, °C	1324

3. Масса жидкого металла после продувки, т	345	3. Масса жидкого металла после продувки, т	350
Содержание С, %	0,05	Содержание С, %	0,045
Содержание Мп, %	0,06	Содержание Мп, %	0,01
Содержание S, %	0,01	Содержание S, %	0,025
Содержание Р, %	0,006	Содержание Р, %	0,009
Температура, °С	1605	Температура, °С	1602
4. Шлак после продувки:		4. Шлак после продувки:	
CaO, %	54	CaO, %	55
MgO, %	3	MgO, %	3,1
MnO, %	2,7	MnO, %	2,7
FeO, %	19,7	FeO, %	19
SiO ₂ , %	14,3	SiO ₂ , %	14,51
P ₂ O ₅ , %	0,8	P ₂ O ₅ , %	0,75
Al ₂ O ₃ , %	5,8	Al ₂ O ₃ , %	5,73
Основность	2,8	Основность	2,8
5. Расход O₂ на плавку, тыс. м³	18,3	5. Расход O₂ на плавку, тыс. м³	17,4
6. Длительность продувки, мин.	19	6. Длительность продувки, мин.	20'10''
7. Масса первичного шлака, попадаемая в сталеразливочный ковш, т	~ 1,1 ÷ 2,5	7. Масса первичного шлака, попадаемая в сталеразливочный ковш, т	~ 0 ÷ 1,0

Как видно из таблицы использование устройства позволяет повысить стойкость футеровки леточного блока, снизить расходы на ремонт, а также сократить попадание первичного шлака в сталеразливочный ковш. Что в дальнейшем приводит к повысить качество стали за счет снижения неметаллических включений, переходящих из шлака, сокращает процессы рефосфорации и ресульфурации и снижает расходы раскислителей и легирующих компонентов. При использовании устройства угар марганца сократился на 4,2%, кремния на 3,7%, алюминия на 4,4% на предприятии АО «АрселорМиттал Темиртау» [70].

Выводы по 3 главе.

- Рекомендованы способы и устройства сепарации шлака от металла в стартовый период выпуска металла из конвертера. Техническое решение подтверждено патентами РК 33765 и 33377.

- Предложено стопорное устройство, отличающееся возможностью погружения на любую глубину в рабочее пространство конвертера и электропечи, обеспечивающее гарантированное отсечку шлака при любом угловом рабочем наклоне агрегата для слива металла в ковш. Техническое решение подтверждено патентом РК 34480.

- Проведена апробация предлагаемых устройств в условиях АО «АМТ». Определена масса шлака, попадаемая в сталеразливочный ковш.

4 ТЕХНОЛОГИЯ И ОБОРУДОВАНИЯ УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ СПОСОБА ПОДАЧИ РАСКИСЛИТЕЛЕЙ

4.1 Полупромышленное испытание рафинирование и раскисление

При производстве металлических изделий процессы раскисления и легирования являются значительным элементом, которые отвечают требованиям потребителей для широкого спектра условий производства из металлического сырья.

В основном, с помощью применения процессов раскисления и легирования можно получить гомогенный химический и фазовый состав, это позволяет получить высококачественный и технологически рентабельный продукт.

При раскислении стали необходимо использовать более высокой стоимости ферросплавов, это требует больших затрат. Также нужно оптимизировать растворимость и температуру металла в ковше, они влияют на дисперсность ферросплавов в ковше.

Для получения необходимого химического состава стали марки 35ХМФЛ необходимо добавить в ковш дозированных феррованадия и ферромolibдена с фракцией 10-20 мм. Если увеличить фракции этих ферросплавов, то наблюдается повышение химической ликвации при разливке, а это приводит к затрате легирующих добавок. Также, в процессе разливки доля газов попадает в изложницу, это связано с дискретностью струи металла. В этом случае, значит газосодержание в отливке увеличиться, чем выше наступает поток истечения и площадь потока металла.

В данном случае необходимо учитывать не реальную, а прогнозируемую плотность металла. С помощью раскислителей можно проверить количество газа, введенного в металл, а количество газа из атмосферы, отследить невозможно. В этой связи, чтобы получить металл без газовых включений, нужно в изложницу ввести небольшое количество раскислителей.

Для стали 80ГСЛ оптимальной фракцией при внепечном легировании и раскислении является 1-2 мм. Согласно рисунку 4.1, чем меньше фракции, тем больше количество угара кремния. Чем больше фракции, тем им сложнее раствориться в ковше [91].

Также проводилась исследование с марганцем (рисунок 4.2). По результатам исследования выявлено, что фракции марганца очень крупные и в связи с этим малорастворимые. Для стали 80ГСЛ в промежутке от фракции 1 мм к фракции 2 мм наблюдается резкий скачок. Определены оптимальные условия: температура металла – 1560⁰С, объем металла – 750 кг. На дно ковша были введены ферросплавы.

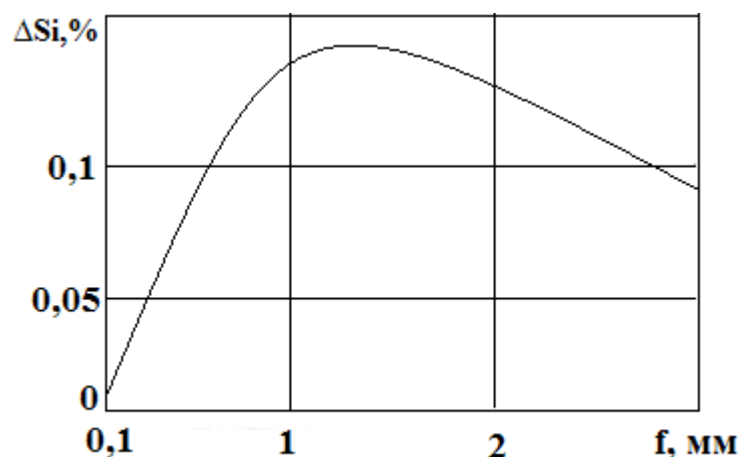


Рисунок 4.1 – График зависимости кремния от фракции ферросплавов, вводимых в ковш [91]

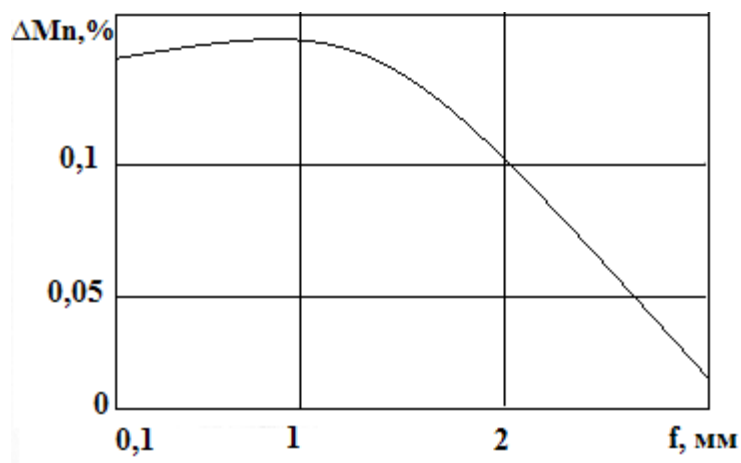


Рисунок 4.2 — График зависимости марганца от фракции ферросплавов, вводимых в ковш [91]

В результате исследования можно сделать вывод, что при применении процессов легирования и раскисления можно использовать ферросплавы в не большом количестве, получить высококачественный металл, также наблюдается повышение с электромеханических свойств.

Использование процессов легирования и раскисления металла позволяет получить высококачественную продукцию.

Отливки, полученные в таких формах, имеют меньший разброс колебания массы и геометрических размеров, большую точность, шероховатость поверхности также уменьшается. Все это способствует снижению себестоимости за счет уменьшения затрат и объема последующей механической обработки и повышению конкурентоспособности.

При выплавки стали используются специальные оборудования. Основные требования к оборудованию следующее: обеспечить удержание жидкой стали в ковше, регулировать частоту потока, при необходимости приостановить струю металла. При разливке металла в формы количество текущих накладок достигает

40 - 50 и более. Для того чтобы предотвратить такие накладки необходимо организовать контроль [92].

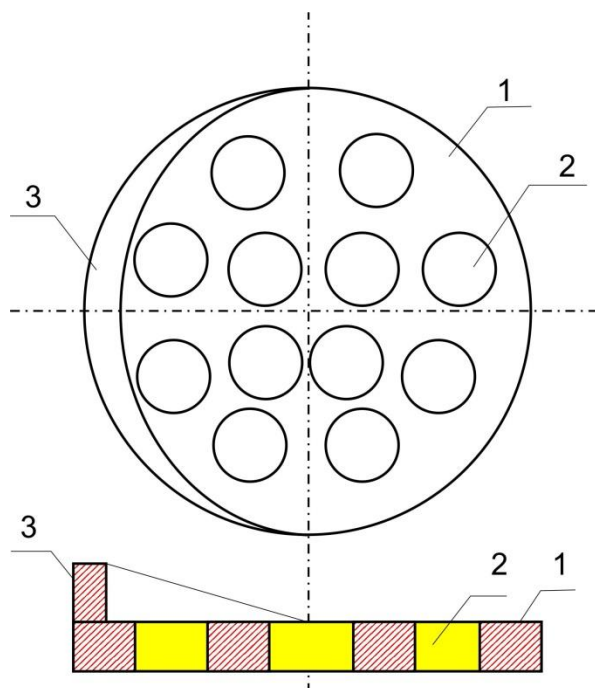
При наполнении ковшей в сталеплавильном и литейном производствах используются раздвижные затворы. Они предназначены для повышения надежности оборудования, а также являются показателем автоматизации производства и могут управляться дистанционно.

Гребенка предназначена для удержания шлака, находящегося на поверхности металла. Чайники, снабженные перегородкой, служат для отделения шлака. Но такое оборудование препятствует разливу металла, так как существует вероятность попадания шлака в струю металла.

Для оптимизации разлива металла предлагается, чтобы на поверхности металла находился свободно плавающий участок. В таком случае, во время наклона ковша, данный свободный участок будет перемещаться по поверхности жидкого металла. Что позволит разлить металл. Также предлагается использовать вставку для удержания шлака (рисунок 4.3), которая состоит из:

- 1) основное тело (1);
- 2) отверстие (2);
- 3) борт (3).

Данная конструкция предполагает, что шлак будет всплывать на свободную поверхность, а отверстия перегородки будут препятствовать попаданию шлака в металл [40].



1- основное тело; 2 - отверстие; 3 - борт.
Рисунок 4.3 – Вставка для удержания шлака.

Таким образом, предлагаемое устройство позволяет полностью провести отсечку шлака и не допустить попадания шлака в струю металла [93].

4.2 Подачи раскислителей в сталеразливочный ковш

С помощью установок «ковш-печь» можно производить весь спектр металлургических операций в ковшах, которые представлены на рисунке 4.4.

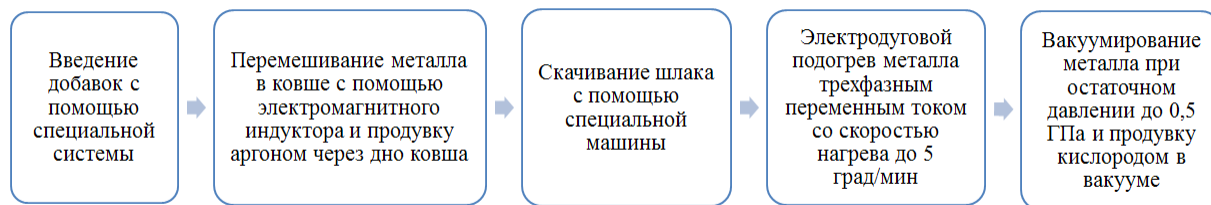


Рисунок 4.4 - Основные металлургические периоды в агрегатах типа «ковш-печь»

Для проведения технологического процесса необходимо [94]:

- 1) снизить перегрев металла в сталеплавильном агрегате;
- 2) провести раскисление – легирование с повышенным расходом материалов;
- 3) обеспечить глубокую десульфурацию металла путем наводки высокоосновного восстановительного шлака.

На этой установке продувка осуществляется аргоном [95].

Для оптимизации содержания окислов железа в шлаковой ванне известны различные устройства, решение применяется для каждой плавки индивидуально. Разработанные устройства обеспечивают получение металла, с высокой характеристикой.

Также необходимо учитывать доводку металла, состоящая из следующих операций:

- 1) продувка металла – 1-2 мин.;
- 2) введение в металл алюминиевой проволоки;
- 3) присаживание извести и плавикового шпата порциями – 5 мин.;
- 4) отбор пробы металла и шлака;
- 5) регулирование химического состава металла [95].

Выплавка стали сопровождается обязательным вовлечением в процесс ферросплавов. Удельный расход электроэнергии в дуговых сталеплавильных печах (ДСП) составляет 0,4-0,9 мВт час на тонну готового металла, этот же показатель для производства ферросплавов находится на уровне 4-12 МВт*час/т для самых распространенных марок таких как ферромарганец, ферросилиций, силикомарганец и их разновидностей в виде ферроалюмосиликокальция (ФАСК), сплавов «алюминий-марганец-кремний» (АМС), «железо-алюминий-кремний» (ЖАК) и других комплексных материалов, а также металлического кремния [96].

Дефицит редуционного компонента шихты в виде угольного и древесного кокса занимает так же существенную долю в себестоимости ферросплавов, металлического марганца и кремния.

Широкое использование кислородно-конвертерного процесса в производстве стали вносит коррективы в плане ужесточения требований к ферросплавам, в частности при выпуске металла из конвертера концентрация углерода для аустенитных марок должна находиться на уровне готовой стали [97].

Однако при введении раскислителей в ковш одновременно с основными компонентами вносится избыточный углерод усложняющий технологию выплавки углеродистого полупродукта путем передувки до низких значений углерода, что в свою очередь ведет к увеличению катионов Fe^{2+} и Fe^{3+} в шлаке с образованием легкоплавких эвтектик и взаимодействием с дорогостоящей футеровкой конвертера и снижении её стойкости. По этой причине крупные сталелитейные предприятия предпочитают работать не на ферромарганце, а на дорогостоящем металлическом марганце с низким содержанием углерода на уровне 0,02-0,04%.

Вовлечение агрегатов «печь-ковш» и трайб-аппаратов (рисунок 4.5) позволяет экономично с низким угаром элементов с отсечкой конвертерного шлака без снижения температуры металла вводить раскислители, легирующие, рафиниры, модификаторы [97].

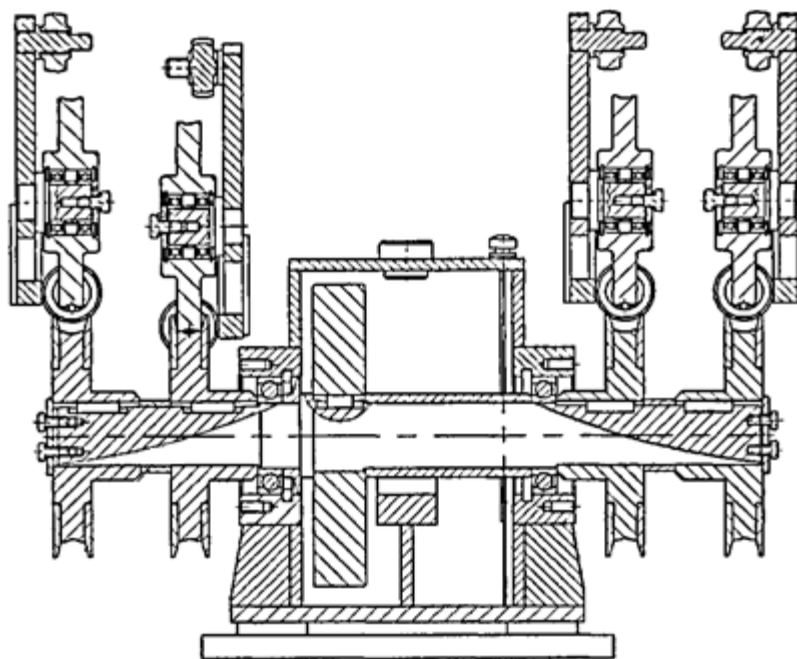


Рисунок 4.5 - Многоручьевой трайб-аппарат [97]

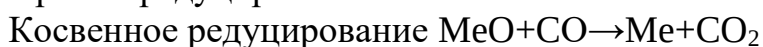
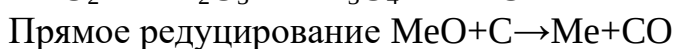
Сам агрегат «печь-ковш» является универсальной установкой как средство обеспечивающий доводку металла до необходимой температуры и химического состава стали.

Для 280-350 тонных ковшей используется комплекс оборудования с основным элементом – трансформатором мощностью 30-45 МВа и числом ступеней напряжения на вторичной обмотке от 9 до 23 в 300-500 вольт, сила тока

при этом на уровне 60-75 Ка, что позволяет манипулировать в режиме нагрева шлакометаллического расплава от дугового до режима сопротивления.

Прочность химической связи различных металлов с кислородом или её обратного значения – упругости диссоциации на трудноанализируемой заключительной стадии редукиции углеродом оксиды металлов можно распределить в следующем возрастающем порядке: Ag_2O ; CuO ; NiO ; PbO ; ZnO ; FeO ; MnO ; CrO ; VO ; VO ; SiO ; TiO [98].

В сталеплавильном переделе наибольшую массу и востребованность представляет марганец присутствующий во всех марках сталей. Марганцевые руды бывают оксидные, карбонатные, силикатные и смешанные. Оксидные – как наиболее востребованные являются приоритетными. Оксиды марганца имеют четыре ступени превращения в металл:

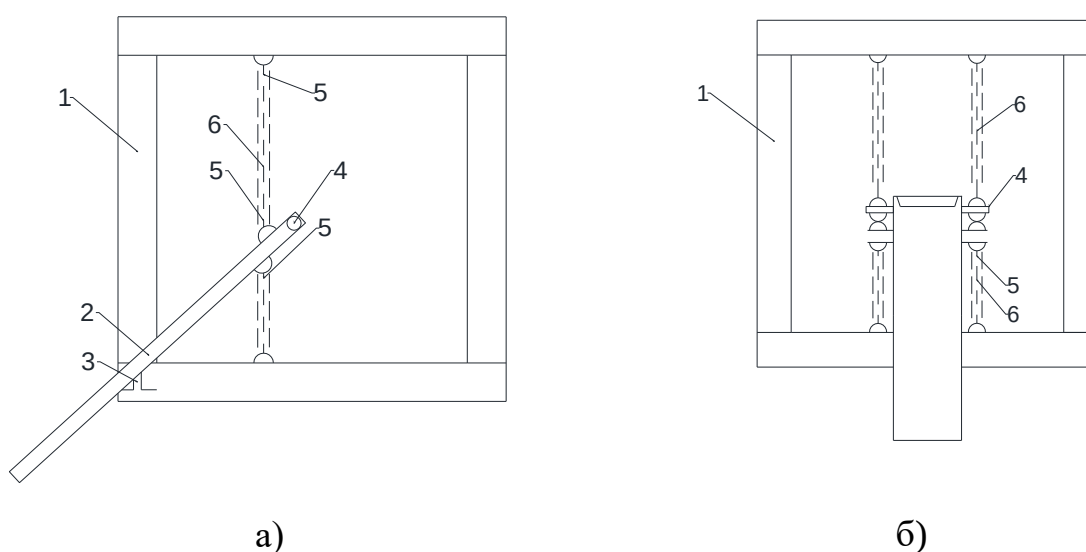


Возможно редуцирование марганца силико-термическим, алюмотермическим и другими способами.

Возможность прямого редуцирования марганца из агломерата на стадии выпуска металла из конвертера в сталеразливочный ковш подтверждена на примерах Западно-Сибирского металлургического комбината входящий в «ЕвразХолдинг» на сталях 35ГС, 25ГС, 3ПС при использовании алюминия в качестве восстановителя [99].

С целью увеличения усвоения отдельных элементов нами предлагается совершенствование узла подачи раскислителей путём замены стационарных желобов на подвижные в условиях АО «АрселорМиттал Темиртау» (АО «АМТ») [100].

Установка состоит из следующих составных частей (рисунок 4.6 а), 4.6 б)) [100]:



а - Фронтальный вид установки; б - Профильный вид установки

1 - Сварной стальной каркас; 2 - желоб; 3 - шарнирное соединение; 4 - рукоятка; 5 - карабинное соединение; 6 - овальные звенья цепи

Рисунок 4.6 – Установка по совершенствованию узла подачи раскислителей

Алгоритм работы устройства представлена ниже (рисунок 4.7):

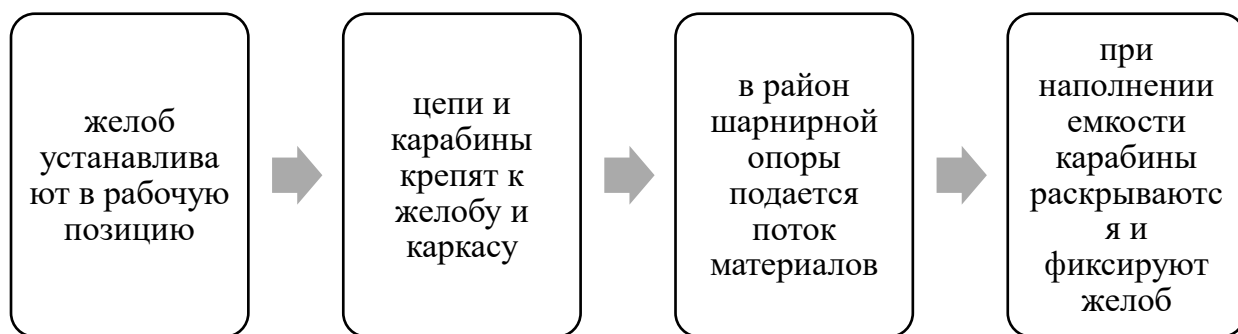


Рисунок 4.7 – Алгоритм работы устройства

Наиболее совершенным приемом при конструировании установки является электрический привод путем использования цепной передачи со звездочек, приводящей через резьбовое соединение к движению каретки тем самым маневрируя потоком материалов. Реверсивный ход электродвигателя на постоянном токе позволяет движение желоба по вертикальной и горизонтальной плоскости.

Физическая модель установки в масштабе 1:10 имеет следующий вид (рисунок 4.8).



а)



б)



в)

Рисунок 4.8 - Общий вид модели

Очевидно что в рамках данного предложения, могут быть применены, не приведённые в описании, явным образом следующее из описания для специалиста иные схемы и наборы узлов предлагаемой конструкции (рисунок 4.9-4.11).

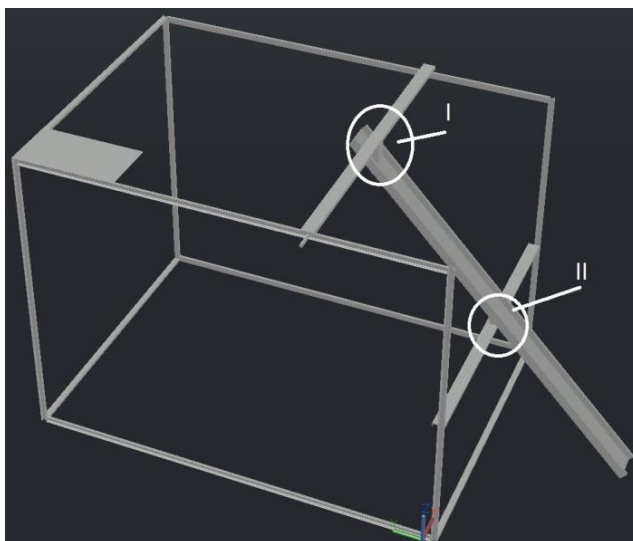
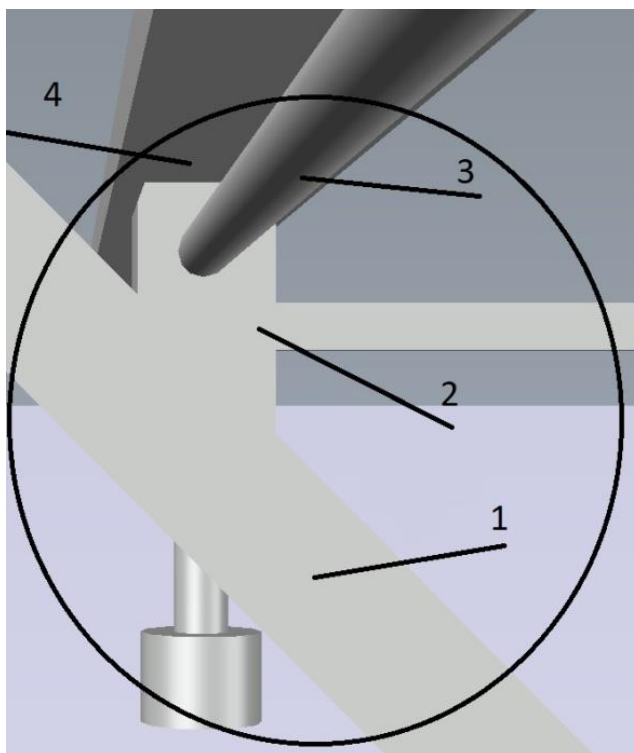


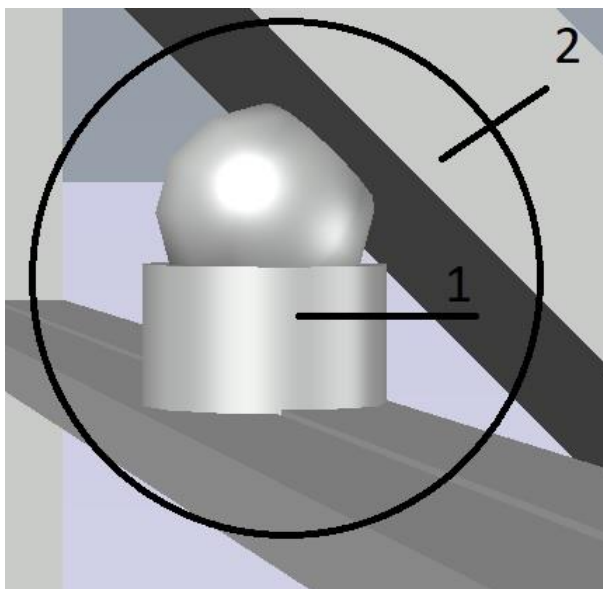
Рисунок 4.9 - Кинематическая схема установки

Согласно приведенной физической модели, устройство состоит из кракас из швеллера; желоб 1; каретка 2; стрежень 3; реверсивный электродвигатель 4 (направляющая каретки).



1- желоб; 2-каретка; 3-стрежень; 4-реверсивный электродвигатель

Рисунок 4.10 - Кинематический узел



1- желоб; 2-каретка
Рисунок 4.11 - Шарнирное соединение

Устройство успешно внедрено в производстве на предприятии АО «АМТ. Во время слива металла в начальный период с высоты 11,4 метра и в конечный период с высоты 4 метра, траектория движения грузопотока сохраняется и остается неизменным.

Известны устройства для транспортировки материалов по желобам [101], где все элементы устройств смонтированы стационарно, а поток материалов движется согласно маршрута по жесткоустановленному оборудованию, что не обеспечивает возможности маневренной подачи материалов в определенные зоны.

При выпуске стали из кислородного конвертера в ковш одновременно с металлом попадает определенное количество шлака, которое ухудшает качество готовой продукции за счет присутствия неметаллических включений шлака.

Известно устройство для отсечки шлака на завершающей стадии выпуска в виде дробика или юлы, которое имеет плотность больше плотности шлака ($2,1-3,4 \text{ г/см}^3$), но меньше плотности стали ($7,8 \text{ г/см}^3$), т.е. на уровне $3,8-5,5 \text{ г/см}^3$, которое “плавает” на границе раздела расплавов «шлак- металл» [102]. На завершающей стадии выпуска металла из конвертера вышеупомянутое устройство подвергает закупорке сталевыпускное отверстие, не давая проникать шлаку в поток расплавов.

Основными недостатками использования данного устройства является нестабильное поведение при разгаре рабочего слоя футеровки конвертера, приваривание к огнеупорному леточному блоку, что создает аварийную ситуацию и сложности для соблюдения правил по технике безопасности, а также дороговизна манипулятора для транспортировки и сброса дробика - юлы в строго определенную точку, что затруднено в условиях ограниченной видимости,

динамики пылегазовых потоков, высокой светимости, так как температура металла и шлака в период выпуска находится на уровне 1600- 1680°C.

В изобретении [103] с целью отделения металла от шлака последний подвергают загущению с помощью сыпучих материалов, таких как уголь и кокс, известь, доломит и магнезит. Основной недостаток данной технологии - переизбыток и затруднения контроля соотношения массы сыпучих материалов, что не позволяет использовать конечный шлак предыдущей плавки в качестве гарниссажного композитного материала после раздува шлака газообразным азотом, что необходимо после каждой плавки для увеличения стойкости футеровки конвертеров.

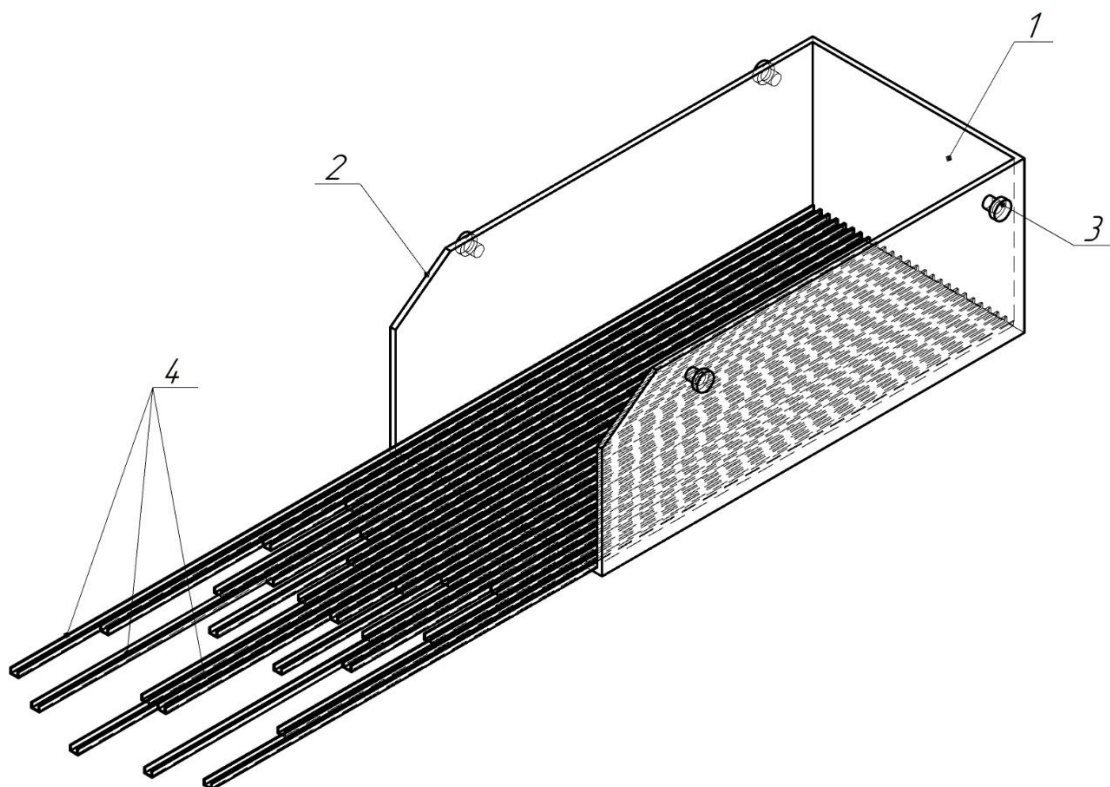
Наиболее используемым вариантом подачи материалов в конвертерном производстве является предлагаемое нами [104] контейнер в виде совка – прототип, где контейнер представлен в виде емкости с четырьмя проушинами и носком, приспособленным для удобства загрузки материалов через горловину конвертера с использованием мостовых и полупортальных машин, однако и на данном устройстве ограничена маневренность вверх - вниз, влево - вправо, вперед - назад.

Технический результат предлагаемого устройства - снижение площади загущения шлака и увеличение продолжительности контакта композитных сыпучих материалов с жидким потоком шлака. Это достигается тем, что контейнер дополнительно в донной части снабжен желобами, удлиненными на разное расстояние от носка контейнера, а сыпучие материалы при сбросе и падении с эллипсной площади и с соотношением малого диаметра к большому как 1: (1,5 ÷ 3) в проекции на горизонтальную поверхность образуют площадь круга из загущенного шлака. При соотношении диаметров менее 1÷1,5 ссыпаемый материал образует гребень, а при соотношении больше 1÷3 наблюдается большое рассредоточение материалов по поверхности расплава шлака, что не обеспечивает перевод шлака в твердофазное состояние.

Устройство состоит из сварного металлического корпуса - 1, носка - 2, цапф - 3, желобов – 4 (рисунок 4.12).

К днищу контейнера привариваются желоба различной формы преимущественно уголковые, швеллерные и др. Головная часть контейнера в виде носка - 2 срезана под углом для удобства визуального наблюдения. С наружной стороны контейнера смонтированы попарно расположенные цапфы для траверсы грузозахватного устройства. Удлиненные желоба - 4 на различном расстоянии от носка, но в строго сформированном горизонтальном положении представляют собой площадь эллипса в наклонном положении при раскантовывании проекции овала образуют площадь круга.

Устройство работает следующим образом: сыпучий материал раскантовывается в зону загрузки, захватывается машиной и по зоне скольжения плавно подается в зону леточного отверстия, позволяя формироваться кругу при командах оператора вверх - вниз, влево - вправо, вперед - назад. Загустители шлака, сформировав круг над леточным отверстием, препятствуют образованию воронки - кратора и полностью отсекают технологический шлак.



1 – металлический корпус, 2 - носка, 3 – цапфы, 4 – желобы
Рисунок 4.12 – Устройство для транспортировки материалов

В загрузочный участок днища из 22 штук уголкового сортового проката с наружными катетами по 40 мм загружается 50 кг угля, 150 кг обожженного доломита и 100 кг офлюсованных окатышей и при сбрасывании образуя закристаллизовавшийся круг диаметром 1 м 25 см.

При выпуске металла из 300 - тонного конвертера по истечении 60 - 80 % (4+9 минут) продолжительности выпуска материалы подаются в район леточного отверстия и загущают шлак. После слива металла слышен “хлопок” от контакта шлака и футеровки леточного блока, что говорит о герметичности процесса в виде клапана.

В зависимости от химического состава и массы отсеченного шлака подается обожженный доломит до получения в шлаке концентрации 7 - 14 % MgO, после чего производится его раздув азотом на футеровку конвертера, образуя скорлупу - гарниссаж.

Полученная марка стали 08 ПС доводится на установке “ковш-печь” и затем разливается на машине непрерывного литья заготовок.

Выводы по 4 главе.

- Установлены закономерности осаждающего раскисления металла и связи с наличием технологического высоко железистого шлака в сталеразливочном ковше при выпуске металла из конвертера.

- Составлены графики зависимости кремния и марганца от фракции ферросплавов, вводимых в ковш. В результате исследования выявлено, что при применении процессов легирования и раскисления можно использовать ферросплавы в не большом количестве, получить высококачественный металл, также наблюдается повышение с электромеханических свойств.

- Разработано устройство по совершенствованию узла подачи раскислителей путём замены стационарных желобов на подвижные в условиях АО «АрселорМиттал Темиртау». Техническое решение подтверждено патентом РК 33571.

- Построена физическая модель устройства для транспортировки сыпучих и штучных материалов в определенную зону, а конкретнее, в металлургии к подаче ферросплавов, алюминия, в перемещающийся сталеразливочный ковш под струю металла, подварке футеровки агрегатов, под поток жидкого шлака.

- Разработано устройство с целью снижения площади загущения шлака и увеличение продолжительности контакта композитных сыпучих материалов с жидким потоком шлака. Техническое решение подтверждается патентом РК 33875.

5 ЗАКЛЮЧИТЕЛЬНЫЕ ЭТАПЫ ПЕРЕДЕЛА В СТАЛЬ В КИСЛОРОДНО-КОНВЕРТЕРНОМ ЦЕХЕ

5.1 Отделение конвертерного шлака в заключительный период выпуска

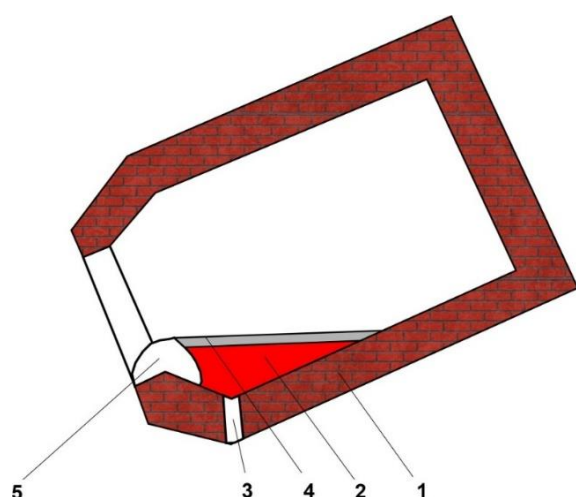
Согласно проведенному литературно-патентному поиску, известны способы отделения шлака от металла при сливе металла. Наиболее совершенный способ отсечки конечного шлака по [105], где весь конечный шлак загущается с помощью кокса и извести.

Наиболее близким по техническому решению является способ отсечки конечного шлака, предложенный специалистами Германии с помощью специального конуса «юлы», «дротика» [106]. Основным недостатком использования данного изобретения является низкий процент (54%) попадания ножки конуса в летку с помощью манипулятора при естественном разгаре футеровки конвертера и леточного блока.

Основной задачей на решение которой направлено предлагаемое нами изобретение является гарантированное отделение металла от шлака [107]. Поставленная задача достигается тем, что предлагаемый способ отделения шлака в конвертере включающий выпуск металла и шлака из конвертера подачу конусообразного устройства плавающего на границе раздела металл-шлак отличающийся тем, что с целью гарантированного попадания ножки конуса в летку уровень жидкого металла увеличивается с помощью ложного огнеупорного порога в виде плотины по форме сегмента с хордой окружности горловины конвертера.

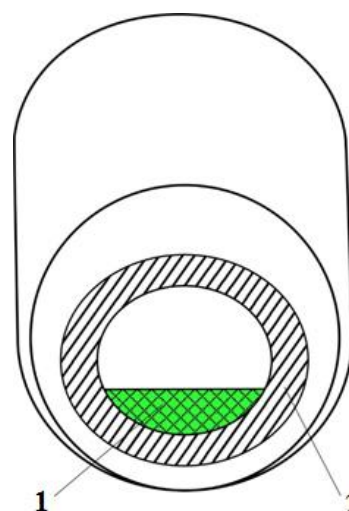
Положительные результаты получаются за счет увеличения глубины металлического расплава и как следствие вертикального положения конуса, отсутствия завихрения и воронкообразования. А также отпадает необходимость особо точного попадания устройства в летку, устраняется обнажение «зеркала» металла и главное попадания шлака в сталеразливочный ковш.

На рисунках 5.1 и 5.2 представлен фронтальный и профильный вид вышеуказанных элементов:



- 1 - футеровка конвертера;
- 2 - металлический расплав;
- 3 - леточное отверстие;
- 4 - жидкий шлак;
- 5 - ложный порог.

Рисунок 5.1 - Фронтальный вид устройства



- 1 - футеровка конвертера;
- 2 - ложный порог

Рисунок 5.2 – Профильный вид устройства

Устройство предназначено для применения на 300-тонном конвертере. Технические характеристики конструкции конвертера представлены в таблице 5.1:

Таблица 5.1 - Технические характеристики конструкции конвертера

№	Параметры	Значения
1	Объем конвертера	300 тонный конвертер
2	Угол наклона конвертера	~95°
3	Время выпуска расплава	9 минут
4	Диаметр леточного отверстия	163 мм
5	Стойкость леточного блока	17 выпусков
6	Стойкость рабочего слоя смололомитовой футеровки	203 плавов
7	Длина наборного леточного блока	1400 мм
8	Диаметр выпускного отверстия	160 мм
9	Стойкость блока	9 плавов
10	Продолжительность выпуска	11 минут 20 секунд

Слив металла производится путем наклона конвертере на 95° от вертикали до предела обеспечивающего присутствия шлака до нашлапки горловины. Через 3 минута после начала слива металла и подачи раскислителей и легирующих в район горловины производится подсыпка ложного порога в виде обожженного доломита фракцией 10:30 мм совком с крана (либо заправочной машиной) в количестве 2-х тонн, обеспечивая этим получение ложного порога в виде

слоеного доломита с жидким шлаком, но с учетом интерференции волн шлака от разъедения футеровки в форме сегмента с хордой окружности горловины конвертера. Данный прием позволяет увеличить глубину шлакометаллического расплава на 35:50 см. Через 5 минут от начала слива роботом- манипулятором сбрасывается конус плавающий на границе шлак – металл.

Угол наклона реторты конвертера увеличивается на 3:10 градусов и ножка конуса («юлы», «дротика») смещается к оси леточного отверстия и на заключительной 9-ой минуте закупоривает летку. Тем самым полностью отделяя шлак от металла. Переводя конвертер на 180° конус выпадает в шлак и на последующей плавке расплавляется.

5.2 Снижение доли неметаллических включений на этапе приема металла в разливочном отсеке промковша для слябовой заготовки

Неметаллические включения образуют дефекты в готовой продукции. Чтобы исключить эти дефекты необходимо каждый раз модернизировать технологию выплавки стали.

На этом этапе промежуточный ковш является основным элементом. Он влияет на конечное содержание такого дефекта, как неметаллические включения.

Промежуточный ковш выполняет роль распределительного устройства. Но в последнее время промежуточный ковш служит в качестве рафинировочной установки.

Существуют различные варианты рафинировочных устройств, но они все не только не исключают неметаллические включения, но и способствуют повышению износа футеровки промежуточного ковша.

Одним из важных факторов предотвращения появлений неметаллических включений являются, возникшие по пути металла от сталеразливочного ковша до жидкой лунки слитка, гидродинамические явления. Для повышения физической однородности НЛЗ значительное влияние оказывают способ подвода металла в промежуточный ковш, а из него в кристаллизатор [108].

Современные промежуточные ковши МНЛЗ способны устранять следующие источники возникновения дефектов:

- вторичное окисление;
- эрозия огнеупоров;
- попадание частиц покрывного шлака в поток расплава и др [108].

При этом функции работы промежуточного ковша представлены на рисунке 5.3 [108].



Рисунок 5.3 – Основные функции промежуточного ковша

Принцип работы промежуточного ковша следующий: сталь через удлиненный погружной стакан заливают в ковш. При этом одновременно осуществляется поддувка инертными газами. Сверху ковш накрывают крышкой. Для формирования шлаков зеркало металла оборудовано флюсами [108].

С целью предотвращения разгерметизации и газовой защиты используют фибровые герметизирующие плиты. Известно также, что для замещения воздуха вводят аргон [109].

Также для предотвращения возникновения неметаллических включений очень важно правильно установить угол наклона ковша и месторасположение перегородок. Подача аргона должна осуществляться через вращающиеся насадки для дробления газовой струи. Тем самым обеспечивая однородное перемешивание расплава. Также существует такая конструкция, когда в перегородках во внутренней полости промежуточного ковша есть специальные отверстия, через которые течет расплав. Такая конструкция ковша помогает лучшему смешиванию расплава [109].

Существуют устройства, в которых, чтобы очистить металл от неметаллических включений, установлены стенки (перегородки). Данные устройства не обеспечивают полное удаление неметаллических включений.

Необходимо обратить внимание на температуру в промежуточных ковшах, это также значительно влияет на степень удаления неметаллических включений. При выборе оптимальной температуры можно снизить долю неметаллических включений.

Из видов неметаллических включений оксидные неметаллические включения очень негативно влияют на срок эксплуатации готовой продукции. С помощью степени балльности и максимального размера неметаллических включений можно характеризовать загрязненность ими готовой металлопродукции.

Если правильно построить технологию глубокого раскисления можно получить высококачественный металл. При предотвращении взаимодействия металлического расплава с окисляющими фазами можно обеспечить удержание достигнутого уровня окисленности металла.

По мнению Л.В. Тураева, содержание вредных примесей в стали, в частности серы, более 0,01% приводит к возникновению такого дефекта, как красноломкость стали. Красноломкость возникает в следствии наличия сульфида железа FeS. Температура плавления Fe-FeS составляет 975°C. Легкоплавкий сульфид железа образует жидкие пленки вокруг дендритов. Температура

слитка на выходе из кристаллизатора составляет 400-500°C. Из-за возникших температурных перепадов по жидким пленкам образуются кристаллизационные трещины. Уже при последующем нагреве металла под прокатку во время обжата валков сталь подвергается разрушению, возникает дефект - горячеломкость.

С целью предотвращения этих дефектов, необходимо вводить марганец. Для рядовой углеродистой стали содержание марганца составляет 0,25-0,80%, для непрерывной разливки необходимо применять следующее соотношение марганца и серы: $[Mn]: [S] > 40-50$. Возможно и соотношение $[Mn]: [S] > 60$. Для предотвращения дефекта горячеломкости процентное соотношение марганца и серы должно соответствовать $[Mn]: [S] > 25$. Это объясняется тем, что при дальнейшей обработке слитка под прокатку, сульфид железа обогащается марганцем в твердом состоянии при температуре 1100-1200°C.

Тем не менее существуют и недостатки при введении марганца. Одним из таких недостатков является то, что во время прокатки сульфиды-дендриты вытягиваются в длинные пучки и могут достигать того же размера, как и сам металл.

К сортовому прокату из пружинной стали предъявляются следующие требования (рисунок 5.4).

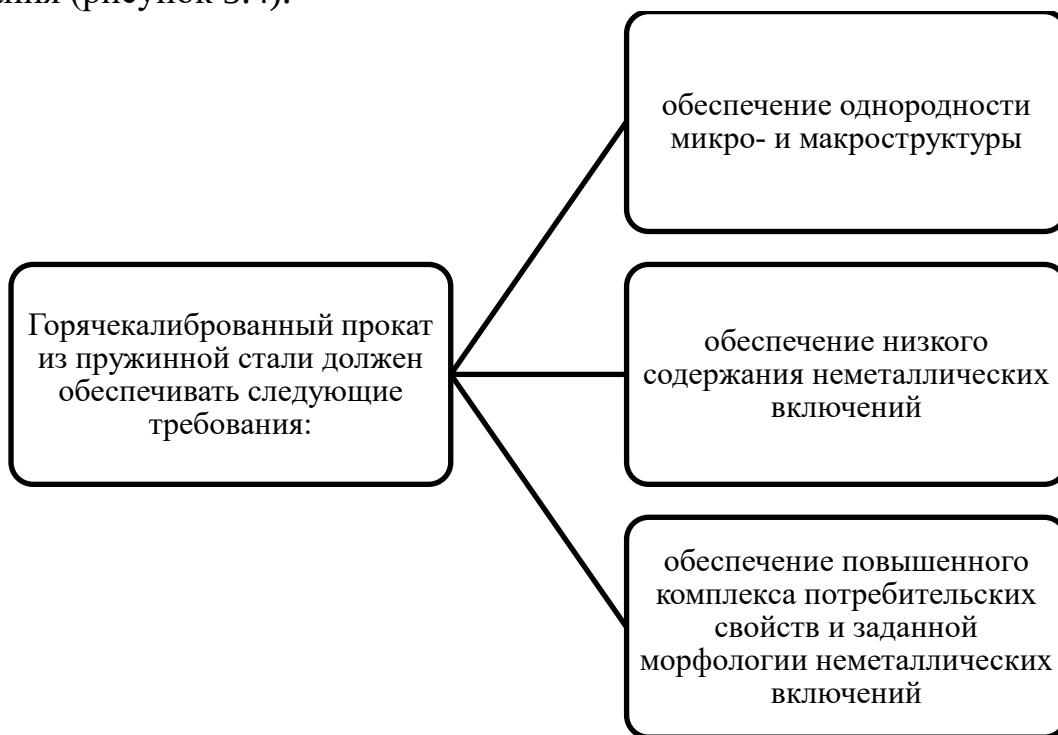
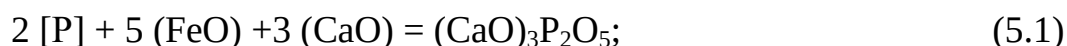
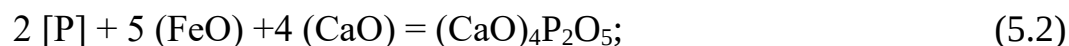


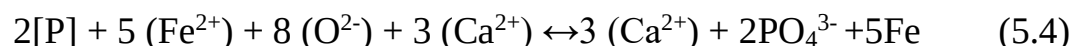
Рисунок 5.4 – Требования, предъявляемые к горячекатаному металлу из пружинной стали

Наличие активного по отношению к фосфору шлака, с учетом опять же закиси железа, обеспечивает успешное протекание реакций:





$$\lg K_p = \lg (CaO)_4 P_2 O_5 \quad (5.3)$$



Последнее уравнение (5.4) подтверждает возможность протекания обратимой реакции в обратном направлении, то есть рефосфорации.

Нами было проанализировано 46 плавок в условиях АО «АМТ» (рисунок 5.5).

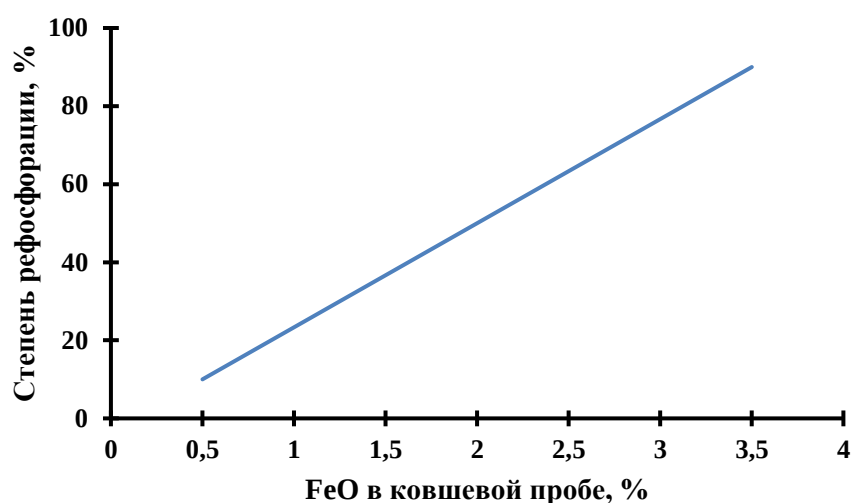


Рисунок 5.5 - Степень рефосфорации в зависимости от присутствия вюститного железе в ковшевой пробе

Степень рефосфорации рассчитывается по формуле (5.5).

$$R = \frac{[P]_{\text{кон}} - [P]_{\text{нач}}}{[P]_{\text{нач}}} * 100, \quad (5.5)$$

где R - степень рефосфорации;

[P]_{кон} – конечная концентрация фосфора;

[P]_{нач} – начальная концентрация фосфора.

Отсюда,

$$R = \frac{0,020 - 0,010}{0,010} * 100 = 100\%. \quad (5.6)$$

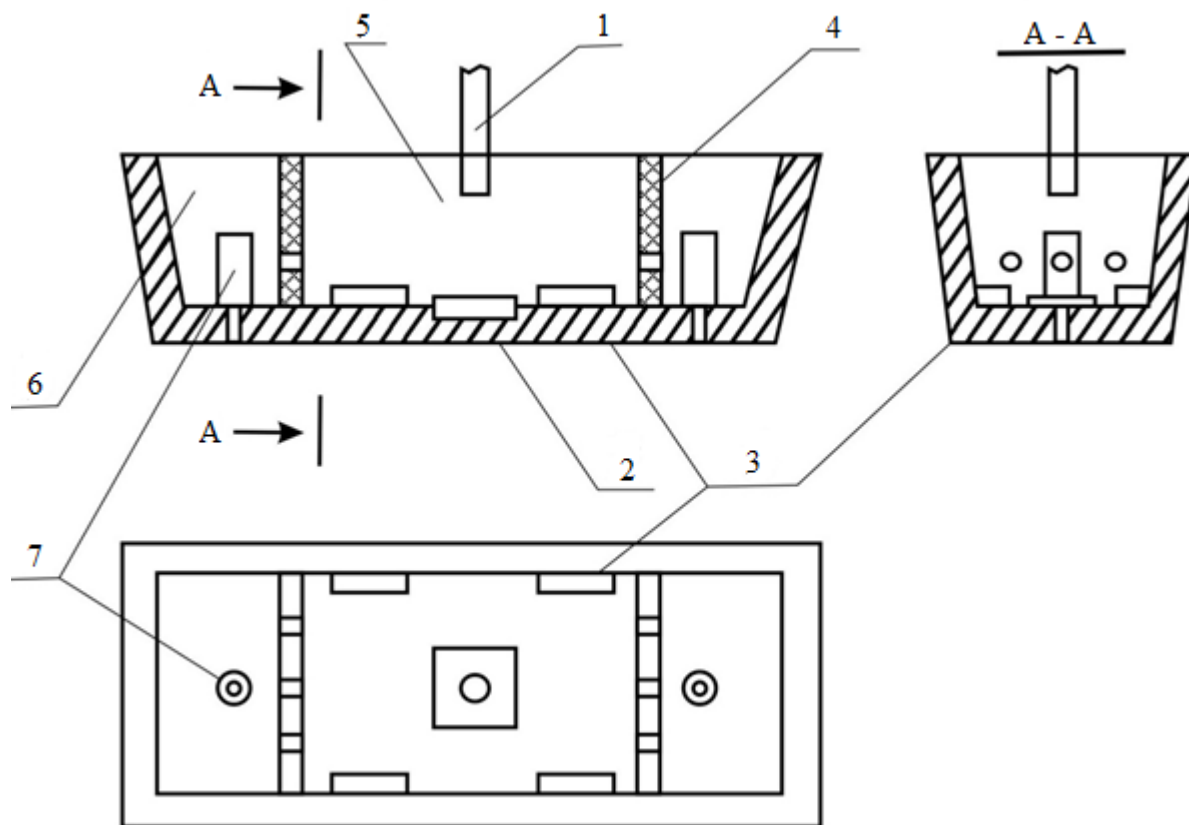
Анализ работы показал, что с различным присутствием закиси железа в сталеразливочном ковше, после раскисления различных марок сталей и конечно же оксид железа погубно влияет на качество готового металла который попадает в сталеразливочный ковш во время выпуска из конвертера, то есть разработка устройств для сепарации шлака от металла.

5.3 Выпуск металла в сталеразливочный ковш

Во время выпуска металла из промежуточного ковша, струя жидкого металла ударяется о бойную плиту приемного отсека и разлив стали в разливочную зону. Тем самым возрастает возможность увеличения содержания шлака в металле, а также возникновение турбулентных потоков внутри и на поверхности расплава.

Для уменьшения возникновения турбулентности и лучшего отделения шлака от металла, существуют различные устройства-приспособления. К ним относятся вставки-вихрегасители с отверстиями [110], специальные перегородки с отверстиями фирмы «VESUVIUS» (Германия) [111], буферы, пороги, ступеньки и др.

На рисунке 5.6 представлен промежуточный ковш с установленным в нем устройствами вставкой-вихрегасителем и перегородкой с пятью отверстиями, препятствующие турбулентности [112].



1 – струя жидкой стали, 2 – бойная плита, 3 – вставка-вихрегаситель, 4 – полнопрофильная перегородка с тремя либо пятью отверстиями, 5 – приемный отсек, 6 – разливочная зона, 7 – перфорированное устройство в виде трубы с щелевидными пустотами

Рисунок 5.6 - Промежуточный ковш со вставками и перегородками [112]

Неметаллические включения в стали присутствуют в виде оксидов, силикатов, алюминатов, шпинелей, сопутствующих им комплексов и газов. Они негативно влияют на качество металла. Причина возникновения

неметаллических включений является шлак, который образуется на поверхности металла [110].

Устройство промежуточного ковша, представленное на рисунке 6.3, выполнено из стального листа. Толщина листа составляет 2-6 мм. На ротационной волковой листогибочной машине стальной лист изгибают в форме трубы. Диаметр трубы составляет равным 2-4 внутренних диаметров посадочного гнезда. Высота трубы составляет 1,7-3,5 внутренних диаметров трубы. Трубу приваривают участками сваркой. Шаг сварки составляет 0,15-0,25 мм. Расстояние между 0,3-0,8 внутреннего диаметра трубы. По всем непроваренным участкам стыка расположены щели размером 0,3-0,6 мм. Данные щели препятствуют проникновению охлажденного металла и шлака [111].

По центру сосно посадочных гнезд установлены две трубы. Они крепятся у основания торкретмассы. В предлагаемом устройстве [112] стабилизация потоков расплава и отделение шлака от металла происходит благодаря этим трубам.

Алгоритм основных металлургических операций при работе предлагаемой установки представлен на рисунке 5.7.

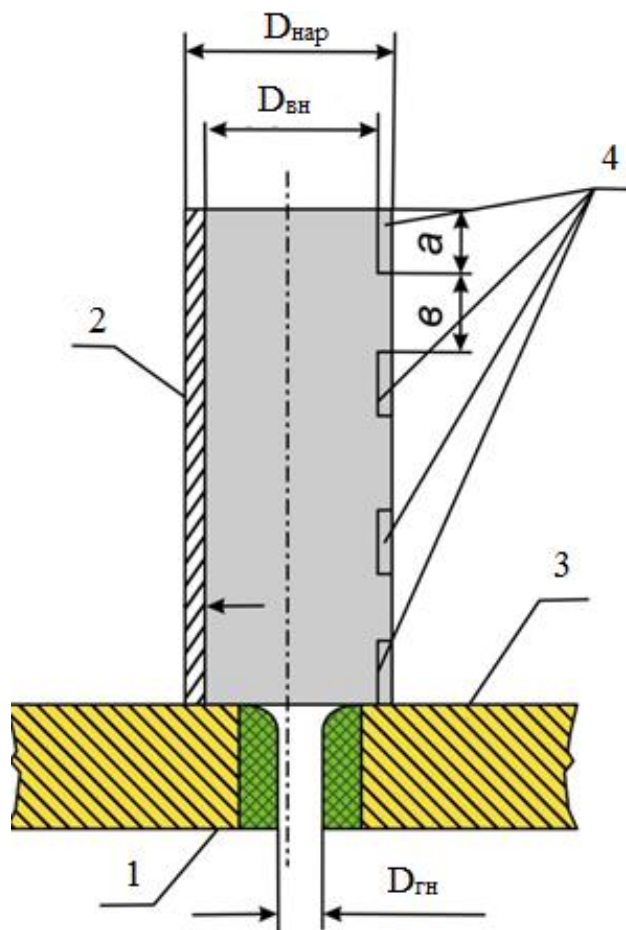


Рисунок 5.7 – Краткий алгоритм основных металлургических операций при работе предлагаемого устройства промежуточного ковша

Согласно рисунку 5.8, труба с щелевидными пустотами (7) заполняется расплавом из металла и шлака (1). При этом закупоривая все щели, не оставляя пустот. В начальный момент температура трубы – низкая. Во время заполнения промежуточного ковша температура трубы увеличивается. В следствие низкой

плотности шлаковых соединений, они всплывают на поверхность металлического расплава. В то время, когда температура нижней части трубы (7) в районе щелей перегревается, происходит всплеск жидкого металла. Из-за высокого температурного режима жидкого металла труба (7) начинает расплавляться [112].

Для разделения шлака в струе металла, нами [113] предложено устройство, обеспечивающее нормализацию потоков металла и шлака (рисунок 5.8). Данное устройство представляет собой трубу (2), Основной несущей конструкцией является днище промежуточного ковша (3).



1- посадочное гнездо, 2 – перфорированная труба, 3 – днище промежуточного ковша, 4 – проваренные участки, $D_{ГН}$ – внутренний диаметр посадочного гнезда, $D_{вн}$ – внутренний диаметр трубы; $D_{нар}$ – наружный диаметр трубы; α - размер участка сварки; β – размер длины участка пустоты щели

Рисунок 5.8 - Устройство для нормализации потоков металла и шлака:

В работе [113] для исключения возникновения дефектов, попадания макро- и микровключений извне, было предложено установить специальные колпаки на верхнюю часть трубы. Колпаки представляют собой опрокинутые стальные стаканы толщиной стенки 0,2-1,0 мм.

Использование предложенного устройства на АО «Арселор Миттал Темиртау» в кислородно-конвертерном цехе с емкостями в 300 тонн позволяет

весь металл слябовой заготовки разливать с помощью предложенного элемента, тем самым обеспечивая высокое качество горячекатанного и холоднокатанного листа [114]. Полный перечень результатов исследования выполненных в рамках данной диссертационной работы, а также их апробация приведены в приложениях Б, В и Г.

5.4 Опытно-экспериментальное опробование отделения металла от шлака

5.4.1 Макет «холодного» конвертера

Первая часть опытно-лабораторных исследований проводились на базе учебно-научно-производственного центра «Металлургия» Карагандинского государственного индустриального университета с применением экспериментально-лабораторного оборудования. При проведении плавки металла использовали лабораторную электродуговую установку с графитовым электродом диаметром 40 мм (рисунок 5.9).



Рисунок 5.9– Электродуговая установка

В качестве «холодной» модели конвертера использовали макет из графита, представленный на рисунке 5.10. Макет графитового конвертера имеет следующие основные характеристики: высота 165 мм, ширина 95 мм, толщина

стенки 10 мм, отверстие летки диаметром 18 мм на боковой поверхности макета графитового конвертера.



Рисунок 5.10 – Макет графитового конвертера

Таким образом, экспериментальным методом проводили моделирование двухстадийного передела выплавки полупродукта. В качестве исходных материалов при плавке использовали стружку марки стали 08пс. При выплавке для зажигания и разогрева в содержимое макета графитового конвертера добавляли кокс. С целью имитации металлургического шлака в содержимое макета графитового конвертера при плавке металлопродукта добавляли мелкозернистый легковесный шамот.

В качестве источника энергии использовали переносной трансформатор со следующими характеристиками: напряжение 380 Вольт и номинальная сила тока 315 Ампер. Нагрев производили до температуры 1800⁰С (рисунок 5.11).



Рисунок 5.11 – Процесс плавки металла

В процессе плавки металла весь металлургический шлак собирается на поверхности жидкого металла в виде так называемого «шлакового пояса». В момент разливки жидкого металла присутствует опасность попадания части металлургического шлака через открытое леточное отверстие в разливочный ковш.

Проводили три серии экспериментов по два этапа в каждой серии (рисунки 5.12 и 5.13). На первом этапе каждого эксперимента разливку жидкого металла производили традиционным способом. На втором этапе каждого эксперимента, эксперимент повторяли с неизменными условиями. При этом разливку жидкого металла производили через боковое леточное отверстие с применением спиралевидного отсечного устройства (авторский патент РК №33377), заглушки леточного отверстия (авторский патент РК №33577), устройства для подачи сыпучих материалов в зону леточного отверстия (авторский патент РК №33875).



Рисунок 5.12 – Разливка металла традиционным способом



Рисунок 5.13 – Разливка металла с применением спиралевидного отсечного устройства

При проведении второго этапа каждого из экспериментов во избежание попадания шлака через леточное отверстие в разливочный ковш разливку металла производили с применением спиралевидного отсечного устройства (авторский патент №33377), макет которого представлен на рисунке 5.14. Данное спиралевидное отсечное устройство выполнено из той же марки стали, что и выплавляемый металл, а именно: из марки стали 08кп. Предварительно конвертер наклоняется в сторону леточного отверстия на угол равный 60^0 (авторский патент №33377) в леточное отверстие с рабочей площадки. Далее для обеспечения ложного порога (авторский патент №33577) необходимо подать обожженный магнезит в район нашлапки горловины макета конвертера.



Рисунок 5.14 – Спиралевидное отсечное устройство

По результатам «холодной» плавки шлак при выпуске металла в сталеразливочный ковш и макета конвертера не попадал. То есть макет «холодной» плавки конвертера доказал, что все устройства применимы, как и в лабораторных, так и в промышленных условиях.

Комплексное применение дополнительных устройств предотвращает попадание шлака в разливочный ковш при повороте конвертера в момент соприкосновения «шлакового пояса» с леточным отверстием. После прохождения «шлакового пояса» леточного отверстия спиралевидное отсечное устройство удаляется и происходит разливка металла через леточное отверстие в разливочный ковш.

5.4.2 Комплексный подход применения предлагаемых устройств при выпуске металла из конвертера в сталеразливочный ковш в условиях АО «АМТ»

Одиночный или единичный прием отсечки шлака предлагаемых устройств не предусмотрен. Комплексный подход к данному вопросу предусматривает примеры одновременного использования всех предложенных устройств при условии технологичности внедрения, вписывающуюся в операции цикла плавки.

Выпуск металла из конвертера осуществляется следующим образом: предварительно конвертер наклоняется в сторону леточного отверстия на угол, обеспечивающий погружение спиралевидного устройства (авторский патент №33377) в леточное отверстие с рабочей площадки. Затем осуществляют наклон конвертера до уровня, обеспечивающий поток распределения расплава до уровня

горловины конвертера, одновременно осуществляется стартовый период выпуска металла без шлака в течение 1-3 секунд. По истечению 5-7% продолжительности выпуска металла с совка производится подача обожженного магнезита в район нашлапки горловины конвертера, обеспечивая ложный порог (авторский патент №33577). Подача раскисляющих, легирующих, модифицирующих, рафинирующих и др. материалов производится с помощью устройства (авторский патент №33571) по ходу выпуска с завершением не позднее 25% продолжительности выпуска. Далее используя устройство для транспортировки материалов (авторский патент №33875) производится подача твердых шлаковых материалов фракцией 60-120 мм в район летки, обеспечивая предотвращение образования воронки и затягивания шлака в металлический расплав.

Схематично процесс разливки жидкого металла с применением дополнительных устройств показан на рисунке 5.15.

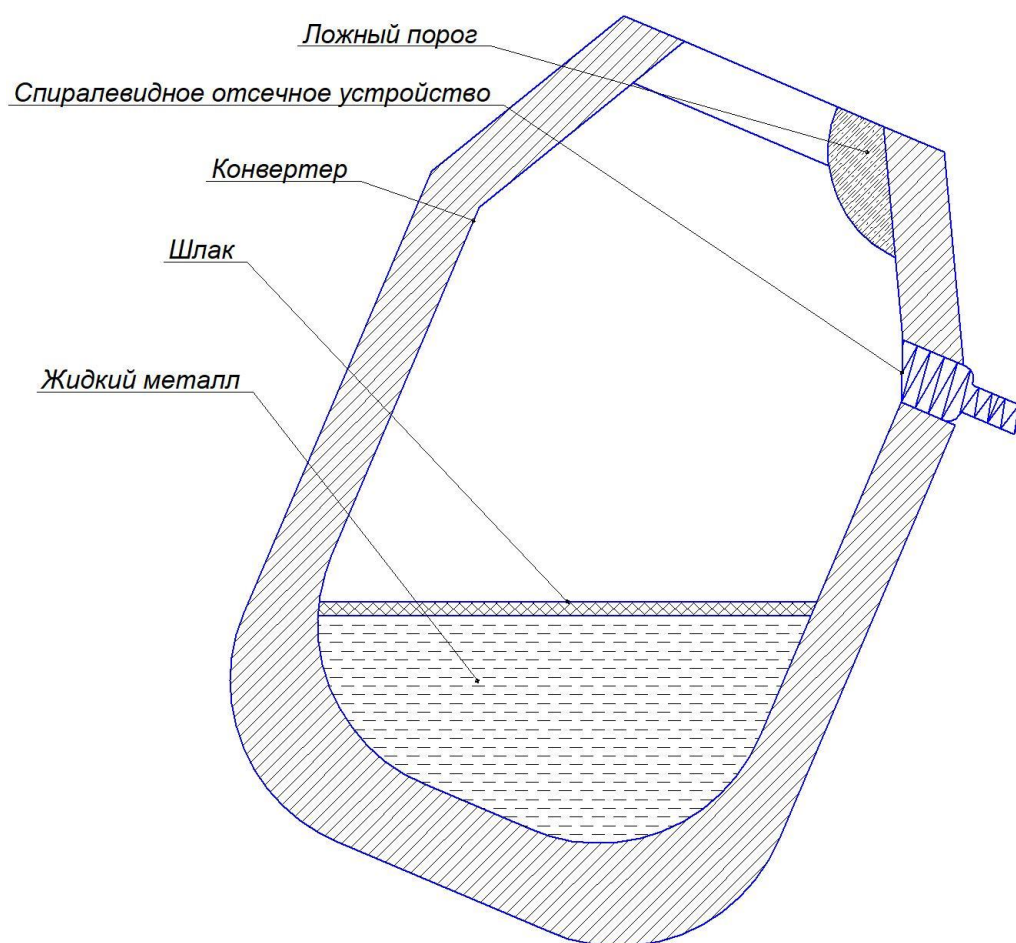


Рисунок 5.15— Схема процесса разливки жидкого металла

Химический состав (массовая доля компонента в %) используемых материалов при проведении плавки в условиях АО «АМТ» представлено в таблице 5.2

Таблица 5.2 – Массовая доля компонентов в %

Материал	Содержание, %													
	Fe	C	Si	Mn	P	S	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MnO	MgO	P ₂ O ₅
Обрезь усредненная	99,5	0,1	0	0,4	0	0,04	0	0	0	0	0	0	0	0
Лом стальной углеродистый	94,9	0,2	0,1	0,5	0	0,04	0,6	1,4	2,3	0	0	0	0	0
Чугун t _{ср} = 1320°C	94,7	4,3	0,7	0,2	0,07	0,02	0	0	0	0	0	0	0	0
Скрап зашлакованный	79,8	0,2	0,1	0,1	0	0,03	3,1	0	3,8	0,5	9,3	1,8	0,5	0,1
Известь	-					0,05	-	-	1,8	0	97	0	1,05	0,1
Шлак миксерный	-					0,1	2,1	0,74	37	7,5	41	3,5	6	0,1
Периклазоуглеродистая футеровка	-	8	-	-	-	-	-	0,4	-	-	1,5	-	90,1	-

Материальный и тепловой баланс трех конвертерных плавов в условиях АО «АМТ» представлен в таблицах 5.3 – 5.4.

Таблица 5.3 - Материальный баланс плавки, кг/100 кг металлошихты

№	Приходная часть		Расходная часть	
1	Жидкий чугун	76,119 72,919 72,919	Жидкий металл	88,460 88,548 89,712
2	Лом, в т.ч.:	23,881 27,081 27,081	Шлак	13,610 13,589 11,632
3	- примеси лома	0,478 0,542 0,271	Физические потери металла, в т.ч.:	2,867 2,849 2,790
4	- окалина лома	0,597 0,677 0,271	- корольки в шлаке	0,408 0,408 0,349
5	Футеровка	0,050 0,050 0,050	- выбросы и выносы из конвертера	2,000 2,000 2,000
6	Известь	6,573 6,545 5,678	- пыль	0,459 0,441 0,441
7	Миксерный шлак	0,850 0,850 0,500	Отходящие газы	8,241 7,918 7,906
8	Технологический шлак	6,787 6,530 6,532		
	ИТОГО	114,260 113,975 112,760	ИТОГО	113,180 112,906 112,035

Таблица 5.4 - Тепловой баланс плавки, МДж/100 кг металлошихты

№	Приходная часть		Расходная часть	
1	Физическое тепло чугуна	91,859 87,998 87,997	Физическое тепло металла	131,52 127,16 129,44
2	Физическое тепло миксерного шлака	1,121 1,121 0,659	Физическое тепло шлака	29,734 27,961 24,133
3	Теплота окисления примесей	70,724 68,110 68,098	Физическое тепло конвертерных газов	14,229 13,671 13,650
4	Теплота окисления железа	17,279 17,247 14,764	Тепло разложения Fe_xO_y	3,665 4,034 1,822
5	Теплота шлакообразования	7,854 7,814 6,791	Тепло ассимиляции CaO в расплаве	0,664 0,661 0,573
6			Тепловые потери неорганизованных выбросов	0,478 0,459 0,459
7			Теплота, теряемая с выбросами и выносами	2,880 2,880 2,880
8			Тепловые потери организованных выбросов	5,665 5,469 5,349
	ИТОГО	188,84 182,29 178,31	ИТОГО	188,84 182,29 178,31

После проведения плавки жидкий металл поступал на агрегат непрерывной разливки с последующим получением непрерывнолитых слабов, которые подвергались подогреву в методических печах до температуры 1250°C для последующей прокатки на непрерывном широкополосном стане 1700 (НШПС 1700) горячей прокатки по технологическим режимам, принятые на АО «АрселорМиттал Темиртау». НШПС 1700 состоит из двух групп клетей, а именно: черновая группа (окалиноломатель и четыре последовательно расположенных клетей «кварто») и чистовая группа (семь непрерывно расположенных клетей «кварто»). Слябы марки стали 08пс толщиной 200 мм прокатывали в полосу толщиной 2,5 мм (шириной 1000 мм). После горячей прокатки полученный прокат для восстановления ресурса пластичности отжигался в колпаковых печах. Далее отоженный металл прокатывали на непрерывном пятиклетевом стане 1700 холодной прокатки с клетями «кварто» АО «АрселорМиттал Темиртау». Подкат толщиной 2,5 мм при холодной прокатке прокатывался до толщины 0,5 мм с применением технологической смазки Квакерол.

Для проведения металлографических исследований отдельных образцов, полученных по результатам проведенных плавов металла согласно способам

разливки. Металлографические исследования проводились согласно ГОСТ 4967-2015 на определение содержания неметаллических включений [115]. Проводили отбор и подготовку образцов. Образцы вырезались и полировались с применением жидкой суспензии на шлифовально-полировальном станке Struers TegraPol-11 (рисунок 5.16). Подготовленные образцы подвергались металлографическому исследованию с применением оптического микроскопа LEICA DM ILM HC с возможностью увеличения до одной тысячи крат (рисунок 5.17).



Рисунок 5.16 – Шлифовально-полировальный станок Struers TegraPol-11



Рисунок 5.17– Оптический микроскоп LEICA DM ILM HC

Металлографические исследования образцов на оптическом микроскопе проводились при увеличении 500 крат. Результаты металлографических исследований показали, что в структуре образцов, разливка которых проводилась традиционным способом, присутствуют крупные скопления неметаллических включений (рисунки 5.18а, 5.19а, 5.20а). В образцах, разливка которых проводилась с применением предлагаемых устройств (рисунки 5.18б, 5.19б, 5.20б) наблюдается заметно низкое скопление неметаллических включений.



а)



б)

а) присутствие крупных скоплений неметаллических включений при разливке традиционным способом; б) отсутствие крупных скоплений неметаллических включений с применением предлагаемых устройств (плавка №1)

Рисунок 5.18 – Результаты металлографических исследований



а)



б)

а) присутствие крупных скоплений неметаллических включений при разливке традиционным способом; б) отсутствие крупных скоплений неметаллических включений с применением предлагаемых устройств (плавка №2)

Рисунок 5.19 – Результаты металлографических исследований



а)



б)

а) присутствие крупных скоплений неметаллических включений при разливке традиционным способом; б) отсутствие крупных скоплений неметаллических включений с применением предлагаемых устройств (плавка №3)

Рисунок 5.20 – Результаты металлографических исследований

Исследование неметаллических включений осуществляли при помощи метода координатных сеток с применением статистического анализа (рисунок 5.21). Суть метода заключается в следующем: на наблюдаемой поверхности металла с неметаллическими включениями наносится координатная сетка с равным шагом; далее производится подсчет, попавших неметаллических включений в каждой из координатной сетки; затем производится статистический анализ данных.

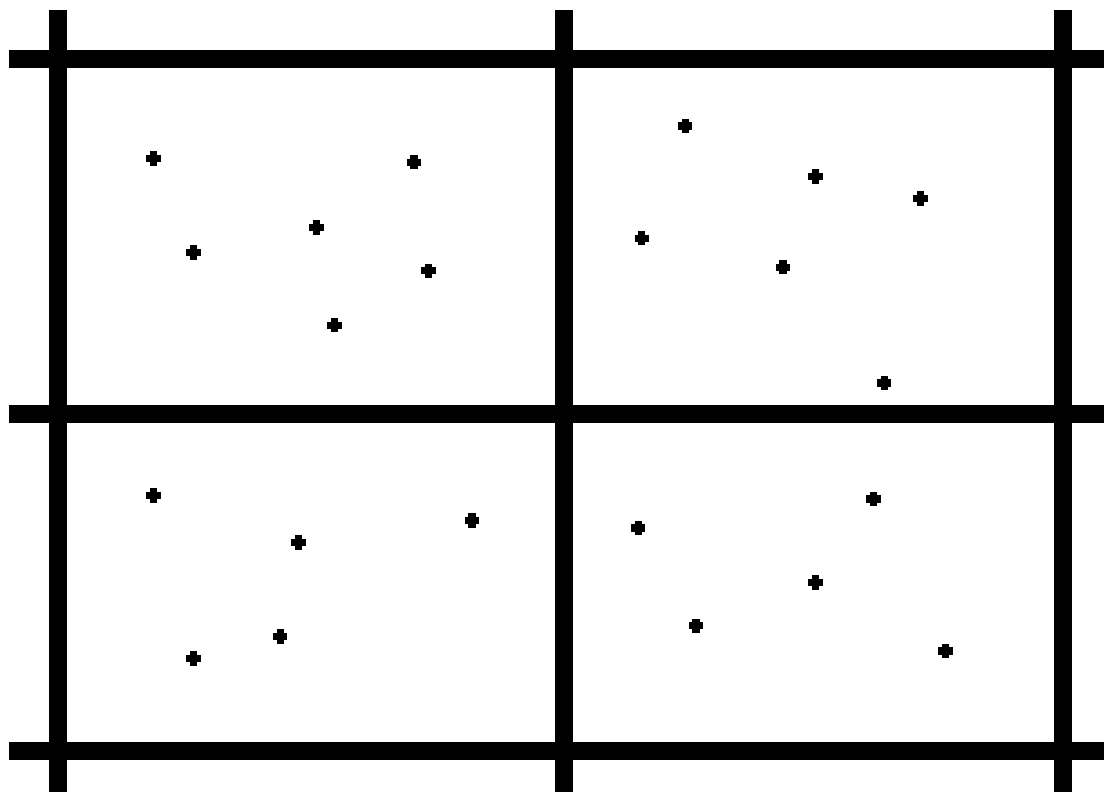


Рисунок 5.21– Суть метода координатных сеток при анализе неметаллических включений

В большинстве случаев математическое ожидание можно представить в виде среднего значения случайной величины x :

$$\bar{x} = \frac{1}{N} \sum_{i=1}^N x_i, \quad (5.7)$$

где N – количество выборки.

Для того чтобы оценить, как рассеяны возможные значения случайной величины вокруг ее математического ожидания, пользуются, в частности, числовой характеристикой, которую называют дисперсией.

$$D = \frac{1}{N-1} \sum_{i=1}^N (x_i - \bar{x})^2 \quad (5.8)$$

В таблице 5.5 представлены результаты статистической обработки данных по неметаллическим включениям образцов согласно их способам разливки по трем проведенным экспериментам (по результатам шести плавов).

Таблица 5.5 – Результаты статистической обработки данных неметаллических включений

Образцы, полученные традиционной разливкой		Образцы, полученные разливкой с применением спиралевидного отсечного устройства	
Порядковый номер координатной сетки	Количество неметаллических включений	Порядковый номер координатной сетки	Количество неметаллических включений
1	7	1	2
2	12	2	1
3	9	3	0
4	7	4	0
5	16	5	0
6	17	6	1
7	16	7	0
8	19	8	3
9	16	9	5
10	9	10	3
11	8	11	1
12	6	12	0
13	2	13	0
14	2	14	0
15	2	15	0
16	3	16	2
Математическое ожидание			
$\bar{x}_1 = 9,44$		$\bar{x}_2 = 1,12$	
Дисперсия D			
$D_1=34,53$		$D_2=2,25$	

Согласно формуле 5.7 математическое ожидание рассчитывается следующим образом:

$$\bar{x}_1 = \frac{(7 + 12 + 9 + 7 + 16 + 17 + 16 + 19 + 16 + 9 + 8 + 6 + 2 + 2 + 2 + 3)}{16} = 9,44$$

$$\bar{x}_2 = \frac{(2 + 1 + 0 + 0 + 0 + 1 + 0 + 3 + 5 + 3 + 1 + 0 + 0 + 0 + 0 + 2)}{16} = 1,12$$

Согласно формуле 5.8 дисперсия рассчитывается следующим образом:

$$D_1 = \frac{(7 - 9,44)^2 + (12 - 9,44)^2 + (9 - 9,44)^2 + (7 - 9,44)^2}{16 - 1} +$$

$$+ \frac{(16 - 9,44)^2 + (17 - 9,44)^2 + (16 - 9,44)^2 + (19 - 9,44)^2}{16 - 1} +$$

$$+ \frac{(16 - 9,44)^2 + (9 - 9,44)^2 + (8 - 9,44)^2 + (6 - 9,44)^2}{16 - 1} +$$

$$+ \frac{(2 - 9,44)^2 + (2 - 9,44)^2 + (2 - 9,44)^2 + (3 - 9,44)^2}{16 - 1} = 34,53$$

$$D_2 = \frac{(2 - 1,12)^2 + (1 - 1,12)^2 + (0 - 1,12)^2 + (0 - 1,12)^2}{16 - 1} +$$

$$+ \frac{(0 - 1,12)^2 + (1 - 1,12)^2 + (0 - 1,12)^2 + (3 - 1,12)^2}{16 - 1} +$$

$$+ \frac{(5 - 1,12)^2 + (3 - 1,12)^2 + (1 - 1,12)^2 + (0 - 1,12)^2}{16 - 1} +$$

$$+ \frac{(0 - 1,12)^2 + (0 - 1,12)^2 + (0 - 1,12)^2 + (2 - 1,12)^2}{16 - 1} = 2,25$$

Математическое ожидание, рассчитанное методом координатных сеток, в данном случае характеризует степень наличия неметаллических включений в стали. Таким образом, математическое ожидание данных образцов, полученные традиционным способом разливки, рассчитанные методом координатных сеток, получается равным $\bar{x}_1 = 9,44$, а математическое ожидания образцов, полученные разливкой с применением спиралевидного отсечного устройства и рассчитанные также методом координатных сеток, получается равным $\bar{x}_2 = 1,12$. Степень снижения неметаллических включений в стали с применением спиралевидного отсечного устройства можно рассчитать при помощи следующего уравнения:

$$\Delta = \frac{\bar{x}_1 - \bar{x}_2}{\bar{x}_1} \times 100\% \quad (5.9)$$

где $\bar{x}_1$ — математическое ожидание образцов, полученные разливкой традиционным способом;

$\bar{x}_2$ — математическое ожидание образцов, полученные разливкой с применением спиралевидного отсечного устройства.

Согласно формуле 5.9 снижение уровня неметаллических включений в стали при разливке с применением спиралевидного отсечного устройства произошло на 88%, а именно:

$$\Delta = \frac{9,44 - 1,12}{9,44} \times 100\% = 88\% \quad (5.10)$$

Результаты металлографических исследований, а также статистическая обработка данных показали, что предлагаемые нами устройства в процессе разливки металла снижают вероятность попадания «шлакового пояса» через леточное отверстие в разливочный ковш в среднем на 88%, что следует из анализа математического ожидания. Дисперсия D характеризует степень рассеивания данных относительно математического ожидания, то следует отметить, что распределение неметаллических включений в образцах, полученные разливкой традиционным способом, имеет более рассеянный характер, о чем свидетельствует относительно высокое значение дисперсии D_1 , равное 34,53, в сравнении с образцами, разливка которых осуществлялась с применением спиралевидного отсечного устройства и распределение неметаллических включений в которых, имеет менее рассеянный характер, о чем свидетельствует относительно невысокое значение дисперсии D_2 , равное 2,25.

Подготовка образцов к металлографическим исследованиям проводили по вышеуказанной методике, но при этом с целью количественного анализа в образцах определяли балл неметаллических включений. Суть данной методики заключается в следующем: на поверхности темплетов рассчитывают процентным соотношением области, занимаемой неметаллическими включениями к общей области поверхности темплета. По результатам проведенных испытаний построили график, отображающий зависимость количества неметаллических включений от интенсивности подачи инертного газа (рисунок 5.22).

Подача инертного газа – аргона – производится через два донных огнеупорных устройств с постоянной интенсивностью на уровне 3,5-3,7 м³/ч. При повышенной интенсивности продувки наблюдается снижение температуры металла что черева то в последующим длительным нагревом 2,5 – 3,5 градуса в минуту для 300 тонного ковша и потери производительности.

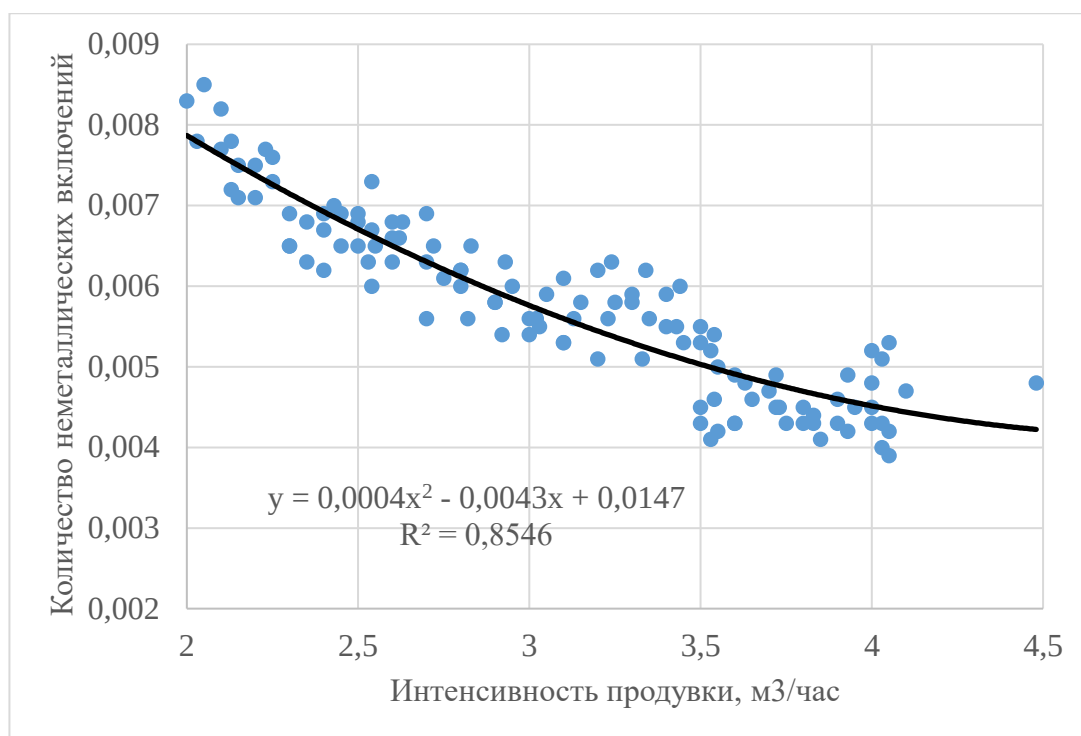


Рисунок 5.22– Зависимость доли неметаллических включений от интенсивности подачи инертного газа при продувке

В результате проведенных в промышленных условиях физических экспериментов получена математическая модель зависимости количества неметаллических включений в стали от степени интенсивности продувки инертным газом в агрегате печь-ковш:

$$Y = 0,0004X^2 - 0,0043X + 0,0147 \quad (5.11)$$

где Y – количество неметаллических включений, балл;

X – интенсивность продувки инертным газом в агрегате печь-ковш, м³/час.

Анализ полученных результатов показывает, что зависимость количества неметаллических включений от интенсивности продувки инертным газом в агрегате печь-ковш имеет нелинейный вид. При этом следует отметить, что коэффициент детерминации составляет $R^2 = 0,855$.

Характер распределения экспериментальных данных свидетельствует о том, что с увеличением интенсивности продувки в агрегате печь-ковш количество неметаллических включений в стали уменьшается за счет того, что инертный газ в силу процесса флотации увлекает за собой часть неметаллических включений на поверхность, в результате чего структура расплава становится более гомогенизированной. Также из результатов следует, что при достижении определенного значения интенсивности продувки будет происходить увеличение неметаллических включений в расплаве.

Далее была произведена проверка на адекватность полученной математической модели. Для проверки адекватности математической модели применяют критерий Фишера:

$$F = \frac{D}{D_{\text{АДЕК}}} , \quad (5.12)$$

$$D_{\text{АДЕК}} = \frac{\sum_{i=1}^N (y_{i\text{РАСЧ}} - y_{i\text{ЭКС}})^2}{N - m - 1} , \quad (5.13)$$

где $D_{\text{АДЕК}}$ – дисперсия адекватности;

$y_{\text{РАСЧ}}$ – расчетные значения параметра y ;

$y_{\text{ЭКС}}$ – экспериментальные значения параметра y ;

N – количество наблюдений;

m – число статистически значимых коэффициентов.

Адекватность математической модели – это свойство данной модели правильно отображать процессы, происходящие в реальности. Адекватность математической модели важна в задачах прикладного технико-технологического направления, где необходимо сопоставлять теоретико-расчетные параметры с их фактическими значениями, что позволяет производить проверку правильности полученной математической модели. Другими словами, для того чтобы определить степень соответствия полученной математической модели реальным физическим процессам, проводят процедуру проверки на адекватность математической модели путем проведения экспериментальных исследований и сопоставления их результатов с результатами аналитических расчетов, полученные при помощи математической модели.

Проверка на адекватность сводится к тому, что сравниваются значения полученных данных с критическим значением, которое соответствует распределению Фишера. При заданном уровне значимости данных критических точек рассчитывают критическое значение критерия Фишера $F_{\text{КР}}$, далее сравнивают с полученным значением. При условии, если найденное значение критерия Фишера меньше критического значения, то математическая модель является адекватной.

С использованием формул 5.12 и 5.13 получили следующие данные: $F = 0,89$ и $F_{\text{КР}} = 1,85$. В результате имеем: $F < F_{\text{КР}}$, что свидетельствует тому, что полученная при проведении физических экспериментов в лабораторных условиях математическая модель (3.5) зависимости количества неметаллических включений от степени интенсивности продувки инертным газом в агрегате печь-ковш признается адекватной.

Согласно проведенным опытно-промышленным испытаниям в условиях АО «АМТ» угар выше указанных элементов представлен в таблицах 5.6-5.7.

Данные предоставлены Лабораторией металловедения и дефектоскопии АО «АМТ».

Таблица 5.6 – Соотношение угара Mn при выплавке традиционным и предлагаемым способами

№ плавки	Марка стали	[Mn] _в , %	[Mn] _г , %	Угар Mn, %	Среднее значение угара стандартной плавки,
1	05пс	0,05	0,55	9,5	13÷15
2	35ГС	0,8	0,82	10,2	
3	Ст10пс	0,45	0,48	11,7	

Таблица 5.7 – Соотношение угара Si при выплавке традиционным и предлагаемым способами

№ плавки	Марка стали	[Si] _в , %	[Si] _г , %	Угар Si, %	Среднее значение угара стандартной плавки, %
1	05пс	0,07	0,78	11,1	14÷21
2	35ГС	0,65	0,7	13,8	
3	Ст10пс	0,07	0,08	16,5	

В зависимости от массовой доли элементов в металле и их окислов в шлаке, количества контактирующего шлака, присутствие раскисляющего элемента в сплаве, температуры металла и шлака, основности и др. угар варьирует в условиях АО «АМТ» в среднем угар Mn (13÷15%), Si (14÷21%), Al (74÷79%). Соответственно с введением предлагаемых устройств угар выше указанных элементов уменьшится на 2,6÷5,1% по Mn; 2,9÷4,5% по Si; 3,2÷5,3% по Al.

Выводы по 5 главе:

-Получили адекватную математическую модель, описывающую характер изменения количества неметаллических включений от степени интенсивности продувки инертным газом в агрегате печь-ковш.

-Разработан способ отделения шлака в конвертере, включающий выпуск металла и шлака из конвертера, подачу конусообразного устройства плавающего на границе раздела металл-шлак, отличающийся тем, что, с целью гарантированного попадания ножки конуса в летку, уровень жидкого металла увеличивается с помощью ложного огнеупорного порога в виде плотины по форме сегмента с хордой окружности горловины конвертера. Техническое решение подтверждается патентом РК 33577.

- Установлены закономерности осаждающего раскисления металла и связи с наличием технологического высоко железистого шлака в сталеразливочном ковше при выпуске металла из конвертера.

- Составлены графики зависимости кремния и марганца от фракции ферросплавов, вводимых в ковш. В результате исследования выявлено, что при применении процессов легирования и раскисления можно использовать ферросплавы в не большом количестве, получить высококачественный металл, также наблюдается повышение с электромеханических свойств.

- Разработано устройство по совершенствованию узла подачи раскислителей путём замены стационарных желобов на подвижные в условиях АО «АрселорМиттал Темиртау». Техническое решение подтверждено патентом РК 33571.

- Построена физическая модель устройства для транспортировки сыпучих и штучных материалов в определенную зону, а конкретнее, в металлургии к подаче ферросплавов, алюминия, в перемещающийся сталеразливочный ковш под струю металла, подварке футеровки агрегатов, под поток жидкого шлака.

- Разработано устройство с целью снижения площади загущения шлака и увеличение продолжительности контакта композитных сыпучих материалов с жидким потоком шлака. Техническое решение подтверждается патентом РК 33875.

- Доказано, что предложенный метод разливки жидкого металла в значительной степени способствует снижению неметаллических включений.

- Разработано устройство (Патент РК №25097) по разделению шлакового и металлического потока в промежуточном ковше используется при разливке всего металла в слябовую заготовку, а именно 3,2 млн. тонн стали в год на АО «Арселор Миттал Темиртау» (2019 г. отчет АО «АМТ»).

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Краткие выводы по результатам диссертационных исследований.

На основании проделанной работы получены следующие выводы:

- Проведен литературный-патентный поиск технологических аспектов выплавки полупродукта в кислородно-конвертерном агрегате.
- На основании статистических данных о материальном и тепловом балансе, собранных на АО «АМТ», составлена номограмма соотношения и расхода для металлической (лом/чугун) и флюсующих (известь) частей плавки в зависимости от химического состава чугуна и его температуры для получения стали с заданной концентрацией углерода.
- Рекомендованы способы и устройства сепарации шлака от металла в стартовый период выпуска металла из конвертера. Техническое решение подтверждено патентами РК 1947, 33765, 33377.
- Разработано стопорное устройство, отличающееся возможностью погружения на любую глубину в рабочее пространство конвертера и электропечи, обеспечивающее гарантированное отсечку шлака при любом угловом рабочем наклоне агрегата для слива металла в ковш. Техническое решение подтверждено патентом РК 34480.
- Установлены зависимости кремния и марганца от фракции ферросплавов, вводимых в ковш. В результате исследования выявлено, что при применении процессов легирования и раскисления можно использовать ферросплавы в не большом количестве, получить высококачественный металл, также наблюдается повышение с электромеханических свойств.
- Разработано устройство по совершенствованию узла подачи раскислителей путём замены стационарных желобов на подвижные в условиях АО «АрселорМиттал Темиртау». Техническое решение подтверждено патентом РК 33571.
- Построена физическая модель устройства для транспортировки сыпучих и штучных материалов в определенную зону, а конкретнее, в металлургии к подаче ферросплавов, алюминия, в перемещающийся сталеразливочный ковш под струю металла, подварке футеровки агрегатов, под поток жидкого шлака.
- Разработано устройство с целью снижения площади загущения шлака и увеличение продолжительности контакта композитных сыпучих материалов с жидким потоком шлака. Техническое решение подтверждается патентом РК 33875.
- Разработан способ отделения шлака в конвертере, включающий выпуск металла и шлака из конвертера, подачу конусообразного устройства плавающего на границе раздела металл-шлак, отличающийся тем, что, с целью гарантированного попадания ножки конуса в летку, уровень жидкого металла увеличивается с помощью ложного огнеупорного порога в виде плотины по форме сегмента с хордой окружности горловины конвертера. Техническое решение подтверждается патентом РК 33577.
- Доказано, что принцип работы предлагаемых дополнительных устройств для отсечки первичного шлака, повышают качество стали, снижая количество

неметаллических включений., переходящих из шлака. В дальнейшем, подавая загуститель с плотностью больше плотности шлака, но меньше плотности металла, обеспечивается сепарация металла от вторичного шлака.

- Предложен улучшенный вариант отсечки шлака в заключительный период слива расплава из конвертера. При использовании устройства угар марганца сократился в среднем на 4,2%, кремния на 3,7%, алюминия на 4,4% на предприятии АО «Арселор Миттал Темиртау», также предложенный прием позволяет сократить долю неметаллических включений на 1,2%.

- Разработано устройство (Патент РК №25097) по разделению шлакового и металлического потока в промежуточном ковше используется при разливке всего металла в слябовую заготовку, а именно 3,2 млн. тонн стали в год на АО «Арселор Миттал Темиртау» (отчет АО «АМТ», 2019 г.).

-Использование дорогостоящих элементов как виде сплавов, так и в элементарной форме дает значительный экономический эффект за счет наших предлагаемых в устройств. Эти материалы включают в себе редкоземельные металлы, щелочноземельные металлы и много других материалов массовое используемых в сталеплавильном переделе таких как хром, никель, молибден ванадий, бор, барий, вольфрам, медь.

Рекомендации и исходные данные по конкретному использованию результатов. Результаты научных исследований представленные в диссертационной работе, а именно разработка инновационных устройств для сепарации расплавов металла и шлака по ходу выпуска из конвертера и в разливочном отсеке промежуточного ковша для непрерывной разливки в слябовую и блюмовую заготовку внедрены в АО «АрселорМиттал Темиртау» (см. приложение В).

Оценка научного уровня выполненной работы в сравнении с лучшими достижениями в данной области.

Оценка научного уровня выполненной работы в сравнении с лучшими достижениями в данной области проведена на основании патентно – информационного поиска по тематике «Устройство для разделения расплавов», «Способ выплавки стали» и сопутствующего оборудования для подачи материалов в сталь-ковш и рафинирование металла. Выбор индекса классификации и глубина поиска более 10 лет соответствующие теме обеспечили надежность и достоверность поиска информационных материалов. В результате проведенного поиска и представленной диссертационной работы определено, что научный уровень обладает новизной и соответствует мировому техническому показателю и тенденциям развития технологии комплексной переработки минерального сырья.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

- 1 Постановление Правительства Республики Казахстан от 31 декабря 2019 года № 1050 «Об утверждении Государственной программы индустриально-инновационного развития Республики Казахстан на 2020 – 2025 годы»
- 2 Kolpakov S.V., Yugov P.I. Creation and development of the converter process // Steel in Translation. - 2001. Vol.31, №6. - P. 11-15.
- 3 Ogawa T., Sellan R., Ruscio E. Jumbo size 420ttwin DC FastArcEAF at Tokyo Steel // Millennium Steel. 2011.P.51-58.
- 4 Дюдкин Д. А., Кисилбкко В. В. Производство стали. Том 1. Процессы выплавки, внепечной обработки и непрерывной разливки / Дюдкин Д.А., Кисияенко В.В. — М.: «Теплотехник», 2008. — 528 с.
- 5 Производство и потребление основных видов продукции в черной металлургии. Использование производственных мощностей. Ввод новых мощностей. Капитальные вложения // ОАО "Черметинформация". Информация руководителю. 2007. № 3. С. 10-16.
- 6 Смирнов А.Н., Сафонов В.М., Дорохова Л.В. и др. Металлургические мини-заводы.- Донецк: Норд-Пресс, 2005. - 469 с.
- 7 Юзов О.В., Седых А.М. О развитии мирового рынка стали // Сталь. 2003. №8. С. 81-85.
- 8 Рейтинг
- 9 Чернятевич А.Г., Мастеровенко Е.Л., Сигарев Е.Н. Варианты продувки конвертерной ванны с жидкофазным восстановлением добавок марганецсодержащего сырья // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2006. - №7. – С. 112-117.
- 10 60 лет кислородно-конвертерному процессу производства стали в России // Сборник статей под ред. Шахпазова Е.Х. - М.: Интерконтакт Наука, 2006. - 384 с.
- 11 Смирнов А.Н. Развитие конвертерного производства стали в мире // Прогрессивные технологии в металлургии стали; XXI век. Труды международной научно-технической конференции (31 октября-2 ноября 2006 г.).- Донецк; ДонНТУ, 2007. С. 28-44.
- 12 Югов П.И. Современное состояние практики конвертерного производства и основные направления его развития // Труды восьмого конгресса сталеплавателей (г. Нижний Тагил, 18-22 октября 2004 г.). -М.: ОАО Черметинформация, 2005. С. 77-79.
- 13 Юзов О.В. К вопросу об экономической эффективности металлургических заводов небольшой мощности // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. 1984. № 3. С. 119-123.
- 14 Нестеров Д.К., Сапрыгин Х.М., Клепанда В.В. Малые металлургические заводы. - Х.: "Стас", 1999. - 207 с.
- 15 Филипп Ю.А. Современное состояние и развитие охраны окружающей среды в черной металлургии // Черные металлы. 2000. № 9. С. 26-35.

- 16 Смирнов А.Н., Сафонов В.М. Развитие электрометаллургии В Украине // Прогрессивные технологии в металлургии стали: XXI век. Труды международной научно-технической конференции (31 октября-2 ноября 2006 г.).- Донецк: ДонНТУ, 2007. С. 13-19.
- 17 Хеми М., Коллер Ф., Пауль Г., Нубер Й. Сверхмощная ДСП на мини заводе Бадише Штальверке // Электрометаллургия. 2000. № 12. С. 10-17.
- 18 Дукмасов В.Г., Агеев Л.М. Состояние и развитие технологий и оборудования в мировой металлургии // Справочник под ред. Вяткина Г.Л. - Челябинск: ЮУрГУ, 2002. - 187 с.
- 19 Гонзалес Р., Педроза М.А., Херрера М., Бергман К. Двухэлектродные дуговые сталеплавильные печи постоянного тока фирмы Danieli - новое поколение сверхмощных дуговых печей // Электрометаллургия. 2000. № 4. С. 2-7.
- 20 Рамирес М., Алексис Д., Трапага Г. и др. Перемешивание расплава в дуговой печи постоянного тока // Новости черной металлургии за рубежом. 2002. № 3. С. 54-57.
- 21 Wunshe E.R., Simcoe R. Electric arc furnaces steelmaking with quasisubmerged arcs and foamy slags // Iron and Steel Engineer. 1984. № 4. С. 35
- 22 Alameddine S., Bowman B. Arc stability in DC furnace during the meltdown phase // MPT International. 2001. № 1. С. 42-48.
- 23 Шляйтер Ф. Производство стали в конвертере по способу ЛБЕ / Ф. Шляйтер, Р. Анрион, Ф. Годер и др. // Черная металлургия. 1982.- № 4 - С. 26-23.
- 24 Воронов В.Ф. Владимиров В.Б., Бунина Н.С. и др. Черная металлургия капиталистических и развивающихся стран в 1984г. // Черная металлургия. Бюл. НТИ. -1985. - № 22, - С. 3-29.
- 25 Макуров С.Л. Оптимизация технологии производства крупных стальных слитков // Вестник Приазов. гос. техн. ун-та: Сб. науч. тр. -Мариуполь, 1999. - Вып. 7. - С. 165-175.
- 26 Смирнов А.Н., Неделькович Л., Джурджевич М. и др. Расчет температуры ликвидуса стали // Сталь. - 1996. - №3. - С.15-19.
- 27 Михневич Ю.Ф. Непрерывная разливка стали.- М.: Металлургия, 1990. 296 с.
- 28 Лукин С.В., Калягин Ю.А. и др. Охлаждение и затвердевание сляба в машине непрерывного литья заготовок при переходных режимах разливки // Изв. вузов. Черная металлургия. – 2004. – № 1. – С. 59 – 61.
- 29 Меркер Э.Э., Карпенко Г.А., Кожухов А.А. Энергосберегающий режим продувки конвертерной ванны кислородом //ОАО «Черметинформация». Бюллетень «Черная металлургия». - 2007. - №6.- С. 82-84.
- 30 Технологическая инструкция ТИ-СК-01-2019 (Взамен ТИ СК-01-2014). Выплавка стали в кислородных конвертерах кислородно-конвертерного цеха АО «АрселорМиттал Темиртау». – Срок действия: с 29.11.2019 по 29.11.2024. - г. Темиртау, 2019. – 62 с.
- 31 Пат. 2336310 Российская Федерация, МПК С21С 5/52. Способ выплавки углеродистых и низколегированных марок стали / Артюшов В.Н.,

Щербаков Е.И., Антонов В.И. и др. - заявл. 06.09.2006; опубл. 20.10.2008, Бюл. №29.- 3с.

32 Пат. RU2272078 Российская Федерация, МПК C21C 5/28. Способ получения стали / Тахаутдинов Р.С., Сеничев Г.С. и др. - № 2005125870/02; заявл. 16.08.2005; опубл. 20.03.2006, Бюл. № 8. – 7с.

33 А.с. 1786094. Способ производства стали. / В.В. Куклиновский и др; опубл. 1993, Бюл. № 1.- 2с.

34 А.с. 1617001. Способ производства стали в кислородном конвертере / К.М. Шакиров, Б.А. Кустов, Р.С. Айзатулов и другие; опубл. 30.12.90, Бюл. №48. – 2с.

35 Пат. №25098 Республика Казахстан, МПК C21C7/00. Способ выплавки конвертерной стали / Берг А.А., Золин А.Н., Цымбал В.П., Кутдусова Х. Ш., Романов В. И. и др. - 2011/0174.1; заявл. 23.02.2011; опубл. 15.12.2011, Бюл. №12. – 3с.

36 Зборщик А.М. Теоретические основы металлургического производства / – Донецк: ГВУЗ «ДонНТУ», 2008. – 189 с.

37 Никифоров В.М., Технология металлов и других конструкционных материалов: Учебник для техникумов. – 8-изд., перераб. И доп. – СПб.: Политехника, 2000. -382 с.: ил.

38 Войнов А. Р. 65 Технология комплексной обработки сталей на агрегате «ковш-печь» (ladle-furnace) : учебное пособие / А. Р. Войнов, Э. Х. Ри; [науч. ред. Э. Х. Ри]. - Изд-во Тихоокеан. гос. ун-та, - 2018. - 64 с.

39 Книга – Политехнический словарь, с.541. Советская энциклопедия, М., 1977г., С.608 с илл.

40 Поволоцкий Д.Я., Кудрин В.А., Вишкарёв А.Ф. Внепечная обработка стали / Учебник для вузов. М.: МИСИС, 1995. - 256 с.

41 Eremenko Y.I., Poleshchenko D.A.. Slag Cut-off During Steel Casting(Conference Paper) 5th International Conference on Industrial Engineering, ICIE 2019; Sochi; Russian Federation. P. 983-991.

42 Eremenko Y.I., Poleshchenko D.A.. Development and industrial testing of the system of slag cut-off at steel casting process. Izvestiya Ferrous Metallurgy Volume 62, Issue 5, 2019, Pages 353-359

43 Yeronko, S.P., Oshovskaya, E.V., Bedarev, S.A., Romanova, G.S., Fedyaev, D.I. Investigation and calculation of power parameters of hinged gate system for slag cut-off when steel tapping from basic-oxygen converter. Metallurgical and Mining Industry. Volume 2, Issue 3, 2010, Pages 230-235. Donetsk National Technical University, 58 Artema St., Donetsk, 83001, Ukraine.

44 Энкнер Б., Пастер А., Швельбергер И. Новая стопорная система для шлака кислородно-конвертерного производства стали // МРТ. 2002. С. 12-21.

45 Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия: учебник для вузов /-6 изд., перераб. и доп. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2002. – 768 с.

46 Зборщик А.М. Теоретические основы металлургического производства / – Донецк: ГВУЗ «ДонНТУ», 2008. – 189 с.

- 47 Никифоров В.М., Технология металлов и других конструкционных материалов: Учебник для техникумов. – 8-изд., перераб. И доп. – СПб.: Политехника, 2000. -382 с.: ил.
- 48 Abbaschian R., Abbaschian L., Robert E. Reed-Hill. Physical Metallurgy Principles, Fourth Edition. – Printed in the United States of America. – Cengage Learning, 2009. – 750 с.
- 49 Баптизманский В.И. Теория кислородно-конвертерного процесса. - М.: Металлургия, 1975. - 376 с илл.
- 50 Пат. SU1497231 Российская Федерация, МПК C21C 5/54, C21C 5/04. Способ экспрессного определения закиси железа в шлаке / Романов В. И., Шишкин Ю.И., Богомяков В.И. и др. – № 4277654; заявл. 10.06.87; опубл. 30.07.1989, Бюл. № 28. – 3с.
- 51 Пат. SU1744121 Российская Федерация, МПК C21C 5/54, C21C 5/04. Способ экспрессного определения закиси железа в шлаке / Балковой Ю.В., Романов В.И., Пак Ю.А. и др. - №4881867/02; заявл. 22.10.90; опубл. 30.06.1992, Бюл. № 24. – 3с.
- 52 Пат. SU1772167 Российская Федерация, МПК C21C 5/54, C21C 5/04. Способ экспрессного определения закиси железа в шлаке / Балковой Ю.В., Романов В.И., Пак Ю.А. и др. - №4910928; заявл. 13.02.1991; опубл. 30.10.1992, Бюл. № 24. – 2с.
- 53 Пат. №32505 Республика Казахстан, МПК C21C 5/54, C21C 5/04. Способ экспрессного определения закиси железа в шлаке / Бартенев И.А., Романов В.И., Толымбеков М.Ж. и др. - 2016/0466.1; заявл. 27.05.2016; опубл. 30.11.2017, Бюл. №22. – 3с.
- 54 ГОСТ 23581.3-79. Руды железные, концентраты, агломераты и окатыши. Метод определения двухвалентного железа. –Взамен ГОСТ 12748-67; введ 01.01.81 до 01.01.86. – М.: Изд-во стандартов, 1981. – 6 с.
- 55 Шаповалов А.Н. Теория металлургических процессов: Учебно-методическое пособие.– Новотроицк: НФ НИТУ «МИСиС», 2015. – 91с.
- 56 Хасин Г.А., Центральная заводская лаборатория / Г.А. Хасин, И.А. Бразгин. – М.: Металлургия, 2008. – 248 с.
- 57 Колесников Ю.А., Бигеев В.А., Сергеев Д.С. Моделирование выплавки стали в кислородном конвертере на базе физико-химических и тепловых процессов / Известия высших учебных заведений. Черная металлургия, 2017. Том 60№9. С. 698-705.
- 58 ГОСТ 4755-91. Ферромарганец. Технические требования и условия поставки.; введ. 01.01.97. – М.: Изд-во стандартов, 2007. – 8 с.
- 59 ГОСТ 6008. Марганец металлический и марганец азотированный. Технические условия.; введ. 01.07.91. - М.: Изд-во стандартов, 2002. – 5 с.
- 60 ГОСТ 295-98. Алюминий для раскисления, производства ферросплавов и алюмотермии. Технические условия.; введ. 01.07.2001. - М.: Изд-во стандартов, 2002. – 5 с.
- 61 Борнацкий И.И. Теория металлургических процессов. – Киев: Донецк. Издательское объединение «Вища школа»: головное изд-во, 1978. - 288 с.

62 Пат. 4995594. Соединенные Штаты Америки, МПК C21C 5/46, F27D 3/00, F27D 3/15. Шлакоупорная пробка для отводных отверстий металлических печей, содержащих расплавленный материал / Verbik Robert M.; -№420894; заявл. 13.10.1989; опубл. 26.02.1991.

63 Пат. 4030709. Соединенные Штаты Америки USA, МПК F27D 3/14 C01B 25/00 C01B 25/02 C21B 7/12 F27B 1/00 F27B 1/20. Method of plugging tapholes in phosphorus furnaces / Shepard E. Dwayne, Scherbel Gordon H.; - №663,845; заявл. 04.03.1976; опубл. 21.06.1977.

64 Pat. 3540627. Соединенные Штаты Америки, МПК B22D 41/14 F27D 3/00 F27D 3/15. Сливное уплотнение для металлических сосудов / Peak William M Armstead William V.; - №713025; заявл. 14.03. 1968; опубл. 17.11.1970.

65 Пат. 20040091872. Южная Корея, МПК C21C5/46. Заглушка для легкого открывания резьбового отверстия конвертера / Jank Gwang Il, Jung Byeong Mun, Yoon Byeong Han. - №KR20030025521; заявл. 22.04.2003; опубл. 11.02.2004.

66 Пат. 20040005005. Южная Корея, МПК C21C5/46. Заглушка для отводного отверстия конвертера / Jank Gwang Il, Kim Yeong Gu, Park sang O. - №KR20020039268; заявл. 08.07.2020; опубл. 16.01.2004.

67 Пат. 20010054886. Южная Корея, МПК C21C5/46. Пробка резьбового отверстия конвертера / Jun Sang Ho, Kim Hae Won. №KR19990055878; заявл. 08.12.1999; опубл. 02.07.2001.

68 Пат. 20030078414. Южная Корея, МПК C21C5/46. Заглушка резьбового отверстия для конвертера / Kim hong Sik. - №KR20020017448; заявл. 29.03.2002; опубл. 08.10.2003.

69 Пат. 900007971B. Южная Корея, МПК C21C5/46. Стопор для отвода стального конвертера и способ эксплуатации конвертера / Hugobens Groreb WW. -№ KR19870009935; заявл. 07.09.1987; опубл. 23.10.1990.

70 Пат. 20030031239. Южная Корея, МПК C21C5/46. Пробка для предотвращения вытекания конвертерного шлака / Ahn Dong Seok, Bang Yeong Rok, Kim Jeong Gyu, Коо Вон Но. -№ KR20010063030; заявл. 12.10.2001. опубл. 21.04.2003.

71 Пат. 2795226. Китай, МПК C21C5/46. Пробка конвертерного шлака / Чжан Чуньхуэй, Ли Хуэйфэн, Чжу Цзяньчжун, хэ Цюань. -№ 200520108497.5; заявл. 27.05.2005. опубл. 12.07.2006.

72 Пат. 2002327210. Япония, МПК C21C5/46. Заглушка для стального резьбового отверстия в конвертере / Torii Koichi. -№2001131906; заявл. 27.04.2001; опубл. 15.11.2002.

73 Пат. 590340 Российская Федерация, МПК C21C5/46. Плавающий стопор для отделения шлака от металла / Махницкий В. А., Смирнов Л. А. Удовенко В. Г. и др.; - №2134670/02; заявл. 19.05.75; опубл. 30.01.78 Бюл. №4.

74 А.с. SU 1526353 Российская Федерация, Устройство для отсечки шлака. Яровиков В.П., Демидов К.Н., Смирнов Л.А. и др.; -№4415612/23-02; заявл. 25.04.88; опубл. 1986. – 2 с.

75 Пат. 2415950 Российская Федерация, МПК C21C 5/46, F27D 3/15. Стопор для отсечки первичного конвертерного шлака, аппликатор для посадки

стопора в летку конвертера, система отсечки первичного конвертерного шлака, способ отсечки первичного конвертерного шлака / Голисаев Д.В.; заявитель и патентообладатель Общество с ограниченной ответственностью ПКФ "Металлургкомплектснаб". - №2009140657/02; заявл. 02.11.2009; опубл. 10.04.2011, Бюл. №10.

76 Пат. RU0002739471 Российская Федерация, МПК C21C 5/46, F27D 3/15. Устройство для отсечки первичного конвертерного шлака при выгрузке плавки через отводное отверстие конвертера / Коновалов Д. В., Ковынева Е. О., Курлов Ю. Я.; - №2018104364; заявл. 05.02.2018; опубл. 24.12.2020, Бюл. 12. – 3 с.

77 Пат. KR900007971В. Южная Корея, МПК C21C 5/46, F27D 3/15. Заглушка для выпускного отверстия конвертера / опубл. 23.10.1990.

78 Пат. 135511 Российская Федерация, МПК C21C 5/46, F27D 3/15. Заглушка для сталевыпускного отверстия конвертера / - опубл. 18.07.1985.

79 Пат. 20520108497.5. Российская Федерация, МПК C21C 5/46. Заглушка для блокировки конвертерного шлака / - опубл. 12.07. 2006.

80 Пат. 4877221. США, МПК C21B 7/12, C21C 5/46, F27D 3/15. Заглушка сталевыпускного отверстия /Scriven Rick R.; №07279502; заявл. 05.12.1988; опубл. 31.10.1989.

81 Пат. 60702. Российская Федерация, МПК C04B 35/80; F27D 3/15. пробка для запираания леточного отверстия плавильной печи / - опубл. 10.07.2006.

82 А.с. 330196. Устройство для закрывания сталевыпускного отверстия конвертера / С.В. Колпаков, А.М. Поживанов, С.М. Губенко и др.; опубл. 24.11.1972. Бюл. № 8. – 2с.

83 Пат. 24012. Республика Казахстан, МПК F27D 3/15, C21C 5/46. Устройство для закрывания выпускного отверстия / Романов В. И., Яблонский В.И., Золин А.Н.; -№2010/0617.1; заявл. 13.05.2010; опубл. 16.05.2011, Бюл. №5. – 3 с.

84 Пат. 4399986. Соединенные Штаты Америки, МПК F27D 3/15, C21C 5/46. Приспособление для закрывания леточного отверстия сталеплавильного агрегата / Collins William J. - № 06330471; заявл.14.12.1981;опубл. 23.08.1983.

85 Пат. 1947. Республика Казахстан, МПК C21C 5/46; F27D 3/15. Устройство для закрывания выпускного отверстия конвертера / Боранбаева Б.М., Ибатов М.К., Жаутиков Ф.Б., Романов В.И. и др.; -№ 2016/0214.2; заявл. 18.04.2016; опубл. 30.12.2016, Бюл. №18. – 5 с.

86 Пат. 4399986 Соединенные Штаты Америки, МПК C21C 5/46, F27D 3/15. Приспособление для закрывания леточного отверстия сталеплавильного агрегата / Collins William J.; заявитель и патентообладатель Collins William J.- № 06330471; заявл. 14.12.1981; опубл. 23.08.1983.

87 Пат. 34480. Республика Казахстан, МПК C21C 5/28, C21C 5/46, F27D 3/15. Узел блокировки устройства для разделения расплавов / Жаутиков Б.А., Романов В.И., Айкеева А.А., Жаутиков Ф.Б. и др; заявитель и патентообладатель РГП на ПХВ «Карагандинский государственный индустриальный университет». -№ 2019/0068.1; заявл. 29.01.2019; опубл. 30.07.2020, Бюл. №30. – 3с.

88 Система РАЛ-Инфо для металлургов [Электрон. ресурс] / Демин Е.Н. Возможность удаления неметаллических включений из расплава при помощи пенокерамических фильтров. – 2007. – Режим доступа: <http://www.ruscastings.ru/work/168/5615/5627/6256>, свободный. – Загл. С экрана.

89 Пат. 33377. Республика Казахстан, МПК F27D 3/15. Устройство для разделения металлургических расплавов / Жаутиков Б.А., Романов В.И., Айкеева А.А., Жаутиков Ф.Б.; заявитель и патентообладатель РГП на ПХВ «Карагандинский государственный индустриальный университет». - № 2017/1121.1; заявл. 04.12.2017; опубл. 11.01.2019, Бюл. №2.

90 Пат. 33765. Республика Казахстан, МПК C21C 5/46 (2006.01), F27D 3/15 (2006.01). Устройство для разделения расплавов / Жаутиков Б.А., Романов В.И., Айкеева А.А., Жаутиков Ф.Б.; заявитель и патентообладатель РГП на ПХВ «Карагандинский государственный индустриальный университет». - №2018/0004.1; заявл. 03.01.2018; опубл. 19.07.2019, Бюл. №29. – 3с.

91 Исагулов А.З., Жаутиков Ф.Б., Куликов В.Ю. Использование внепечного раскисления с целью повышении качества литых заготовок // Труды международной научно практической конференции «Интеграция науки, образования и производства – основа реализации Плана нации» Сагиновские чтения. - Караганда, 10-11 декабря 2015. С. 222-224.

92 Пат. 5044610 США. Соединенные Штаты Америки, МПК B22D 43/00. Способ предотвращения попадания шлака в струю металла, вытекающего из ковша (резервуара) / Koffron Robert J.; заявитель и патентообладатель Tetron, Inc. - № 07418324; заявл. 06.10.1989; опубл. 03.09.91.

93 Пат. 18378. Республика Казахстан, МПК B22D 41/14. Способ предотвращения попадания шлака в струю металла, вытекающего из ковша, при заливке форм из чайниковых ковшей / Исагулов А.З., Куликов В.Ю., Альсенова Г.Б. и др.; - № 2005/1192.1; заявл. 11.10.2005; опубл. 16.04.2007, Бюл. №4. – 4 с.

94 Поволоцкий Д.Я. Раскисление стали. - М.: Металлургия, 1972. - 236 с.

95 Кудрин В.А. Внепечная обработка стали и чугуна. М.: МИСиС, 1992. -256 с.

96 Жаутиков Ф.Б., Романов В.И., Жаутиков Б.А., Бабенко А.А., Жаслан Р.Қ. Опыт раскисления углеродистого полупродукта с ограниченным использованием ферросплавов // Журнал «Промышленность Казахстана» - Алматы, 2019. - №3 (107). - С.52-53.

97 Мокринский А.В., Лаврик А.Н., Протопов Е.В. и др. Технологическая концепция прямого легирования расплавов марганцем в агрегатах конвертерного типа // Сталь. – 2004. - №5. - С.23-26.

98 Nosov Yu.V., Komshukov V.P., Sokolov V.V. Direct alloying of steel with manganese sinter in ladle// Steel. – 2004. - №5. - С.35-36.

99 Gusev V.I., Orfanidi G.P., Kravchenko D.V. Production of manganese ferroalloys using the transformer of steelmaking furnace // Steel. – 2005. - №9. - С.35-38.

100 Пат. 33571. Республика Казахстан, МПК B65G 11/00 (2006.01), B65G 53/00 (2006.01). Устройство для транспортировки материалов / Жаутиков Б.А.,

Романов В.И., Айкеева А.А., Жаутиков Ф.Б., Касымжанова А.Д.; заявитель и патентообладатель РГП на ПХВ «Карагандинский государственный индустриальный университет». - № 2018/0006.1; заявл. 03.01.2018; опубл. 19.04.2019. Бюл. №16. – 5 с.

101 А.с. 821332. Гравитационный закрытый желоб / В.Е.Рыбак, В.И. Хихля и др.; опубл. 15.04.1981 Бюл. № 14. – 2 с.

102 Пат. 2059557. Российская Федерация, МПК В65G11/00, 53/30. Желоб для гидротранспортирования пульпы / Атрушкевич О.А.; заявитель и патентообладатель Росийский научно-исследовательский и проектно-конструкторский институт добычи угля гидравлическим способом. - №92003033/11; заявл. 26.10.1992; опубл. 10.05. 1996, Бюл. № 13. – 5с.

103 Целиков А.И., Полухин П.И., Гребеник В.М. и др. Машины а агрегаты металлургических заводов. - М.:Металлургия, 1988. - 431 с илл.

104 Пат. 33875. Республика Казахстан, МПК В65G 11/00 (2006.01). Устройство для транспортировки материалов / Жаутиков Б.А., Романов В.И., Айкеева А.А., Жаутиков Ф.Б.; заявитель и патентообладатель РГП на ПХВ «Карагандинский государственный индустриальный университет». - № 2017/1122.1; заявл. 04.12.2017; опубл. 06.09.2019, Бюл. №36. – 5 с.

105 А.с. 1167205. Способ производства стали в конвертере / А.А. Бабенко, Н.Н. Енин и др.; опубл. 15.07.1985.- 7с.

106 Пат. 2228500. Российская Федерация, МПК F27D 3/15, C21C 5/46. Заглушка для летки сталеплавильной печи / Парчес У.; заявитель и патентообладатель Горикон Металлэджикэл Сервисиз Лимитед.- №2001128433/02; заявл. 08.02.2001; опубл. 10.05.2004.

107 Пат. 33577. Республика Казахстан, МПК F27D 3/15, C21C 5/46. Способ отделения шлака в конвертере / Жаутиков Б.А., Романов В.И., Айкеева А.А., Жаутиков Ф.Б.; заявитель и патентообладатель РГП на ПХВ «Карагандинский государственный индустриальный университет». - № 2018/0005.1; заявл. 03.01.2018; опубл. 19.04.2019, Бюл. №16. – 3с.

108 Справочник. Современные материалы в автомобилестроении, Москва, «Машиностроение». -1977, С.101-107.

109 Скворцов А.А., Акименко А.Д., Ульянов В.А. Влияние внешних воздействий на процесс формирования слитков и заготовок. - М.: Металлургия, 1991. - 216 с.

110 Куклев А.В., Тиняков В.В., Айзин Ю.М. и др. / Металлург 2004.- №5.1. С.33-34.

111 Куклев А.В. Тиняков В.В., Айзин Ю.М. и др. Эффективность рафинирования стали в промежуточном ковше с перегородками // Металлург. - 2004. -№8. - С.43-44.

112 Пат. 25097. Республика Казахстан, МПК C21B 7/12 (7), C21C 5/28. Устройство для разделения расплавов / Романов В.И., Яблонский В.И., Микляев А.П. и др.; -№ 2011/0393.1; заявл. 15.04.2011; опубл.15.12.2011, Бюл. №12. – 3с.

113 Пат. 28341. Республика Казахстан, МПК C21C 5/46 (2006.01), F27D 3/15 (2006.01). Устройство для разделения расплавов / Романов В.И., Нурумгалиев А.Х., Абишев Э.Ж. и др.; заявитель и патентообладатель РГП на

ПХВ «Карагандинский государственный индустриальный университет». -№ 2012/1276.1; заявл. 04.12.2012; опубл. 15.04.2014. Бюл.№4. – 3с.

114 Жаутиков Ф.Б., Жаутиков Б.А., Исагулов А.З., Романов В.И., Бабенко А.А. Разработка и внедрение устройства для разделения металла и шлака в период наполнения промежуточного ковша // Журнал Metallurg. – 2019. - № 7. - С. 12-14.

115 ГОСТ Р ИСО 4967-2015 Сталь. Определение содержания неметаллических включений. Металлографический метод с использованием эталонных шкал. – Взамен ГОСТ Р ИСО 4967-2009; введ. 01.08.2016. – М.: Изд-во стандартов, 2016. – 40 с.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

(рекомендуемое)

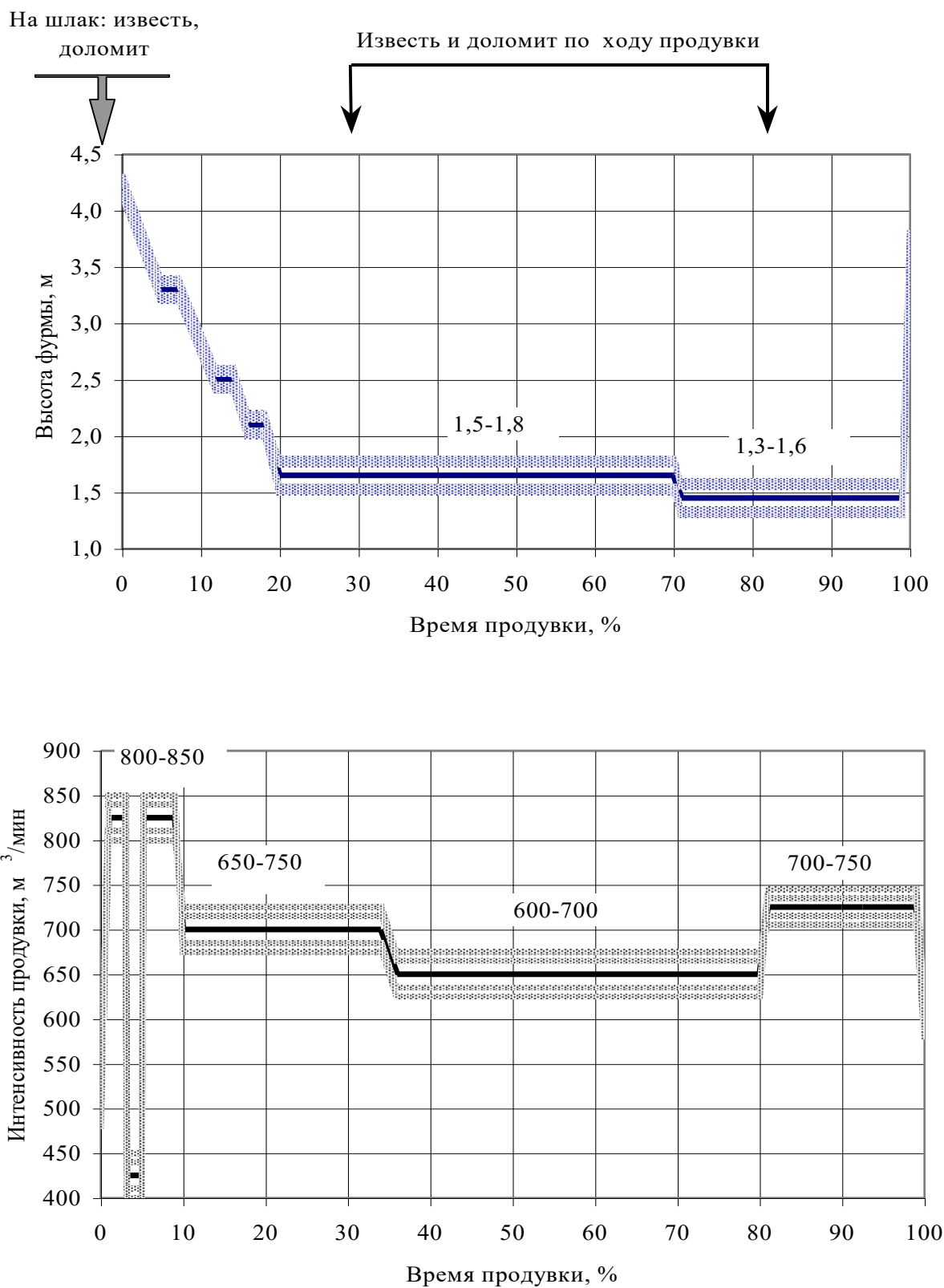


Рисунок 1 – Режим продувки плавки 4-х сопловой фурмой (одношлаковый процесс)

На шлак: известь,
доломит

Известь и доломит по ходу продувки

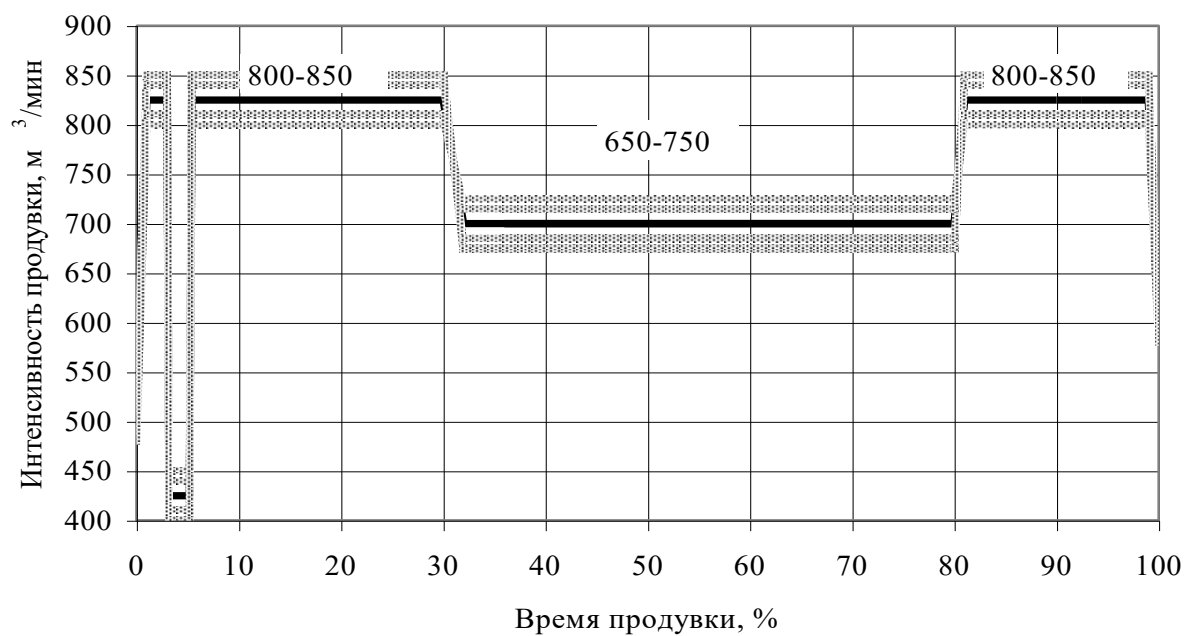
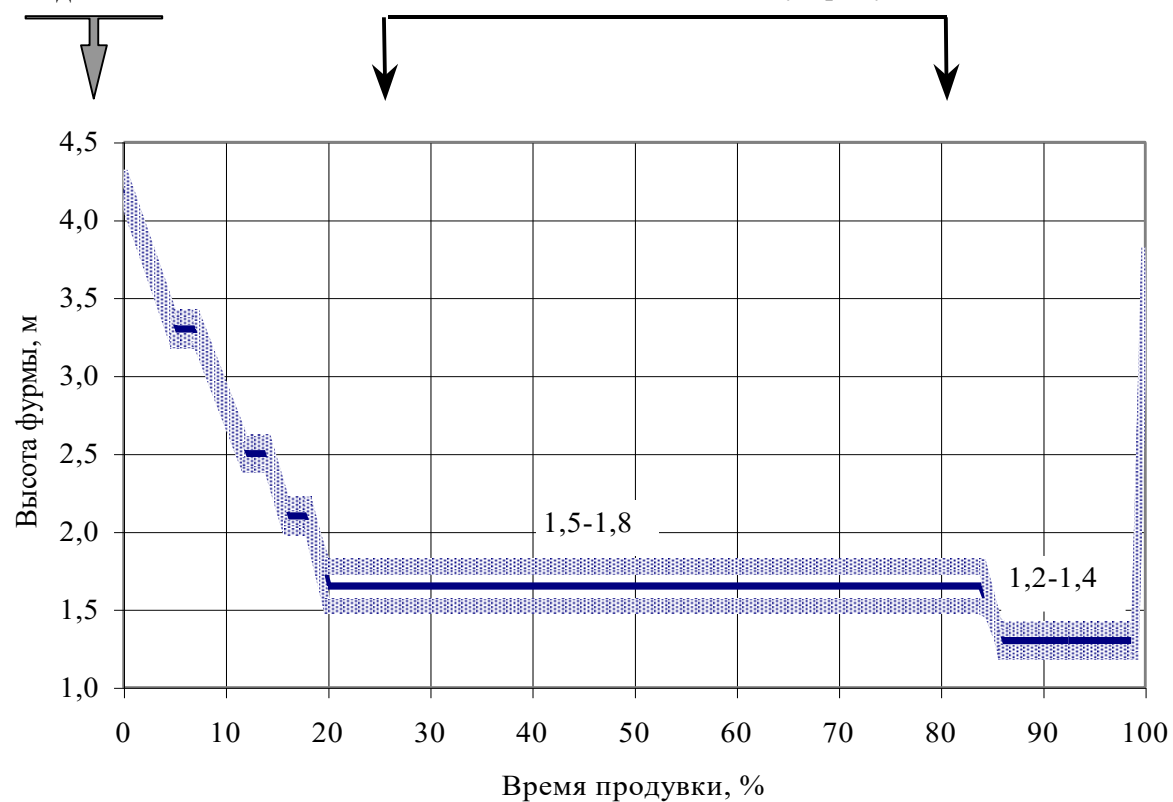


Рисунок 2 – Режим продувки плавки 5-ти сопловой фурмой (одношлаковый процесс)

ПРИЛОЖЕНИЕ Б

Основные научные публикации Жаутикова Ф.Б. по теме диссертации

Публикации в международном рецензируемом научном журнале:

1. **Ф.Б. Жаутиков**, Б.А. Жаутиков, А.З. Исагулов, В.И. Романов, А.А. Бабенко. Разработка и внедрение устройства для разделения металла и шлака в период наполнения промежуточного ковша. Журнал Металлург, № 7 2019. С. 12-14 (Scopus, процентиль 38).

Публикации в научных изданиях, включенных в Перечень научных изданий, рекомендуемых для публикации основных результатов научной деятельности, утверждаемый уполномоченным органом:

1. **Ф.Б. Жаутиков**, В.И. Романов, Б.А. Жаутиков, А.А. Бабенко, Р.Қ. Жаслан. Опыт раскисления углеродистого полупродукта с ограниченным использованием ферросплавов. Журнал «Промышленность Казахстана», г. Алматы. №3 (107) 2019. С.52-53.
2. Б.А. Жаутиков, В.И. Романов, **Ф.Б. Жаутиков**, Р.Қ. Жаслан, А.И. Жумагельдинов, Н.А. Абзалбек, О.Б. Тогызбаев. Устройство для транспортировки материалов /Вестник Восточно-Казахстанского государственного технического университета имени Д. Серикбаев, г. Усть-Каменогорск, №4 2019. С. 97-99.
3. Б.А. Жаутиков, **Ф.Б. Жаутиков**, Р.И. Романов, Р.Қ. Жаслан Опыт оптимизации шлакового режима в конвертере и снижение доли оксидных неметаллических включений в стали /Вестник Семипалатинского государственного университета имени Шакарима, г. Семей, №2. 2020. С.112-115.

Публикации в материалах международных конференций:

1. А.А.Аменова, О.А.Артыкбаев, О.Монголхан, У.Садуакас, К. Толубаев, **Ф. Жаутиков**. Алюминий негізіндегі Al-Fe-Ni-Zr-Si қорытпасын зерттеу. / Труды IX Международной научно–практической конференции «Третья модернизация Казахстана–новые концепции и современные решения», посвященной 50-летию юбилею выпуска 1967 года - выпуска Первого Президента Республики Казахстан Нурсултана Абишевича Назарбаева // - Темиртау, 29-30 ноября, 2017 года, с.34-41
2. **Ф.Б. Жаутиков**, А.З.Исагулов, А.А. Бабенко, В. И. Романов. Обоснование выбора состава ферросплава для обработки стали. /Труды научно-практической конференции с международным участием и элементами школы молодых ученых «Перспективы развития металлургии и машиностроения с использованием завершенных фундаментальных исследований и НИОКР: ФЕРРОСПЛАВЫ» // – Екатеринбург: ООО Издательство и типография «Альфа Принт». 2018. –С. 449-451.

3. Б.А. Жаутиков, А.З.Исагулов, В.И. Романов, **Ф.Б. Жаутиков**. Разработка и внедрение нового элемента в разливочный отсек промковша. Труды X Международной научно-практической конференции «Конкурентоспособность нации - основное условие повышения благосостояния народа», посвященной 55-летию Карагандинского государственного индустриального университета, 29-30 ноября, 2018 года, С. 17-20, 1 том.

4. Б.А. Жаутиков, **Ф.Б. Жаутиков**, Г.С.Даирбекова. Модифицирование сталей и сплавов щелочно- и редкоземельными металлами перед процессом деформационно-термической обработки. /Труды X Международной научно-практической конференции «Конкурентоспособность нации - основное условие повышения благосостояния народа», посвященной 55-летию Карагандинского государственного индустриального университета, 29-30 ноября, 2018 года, С. 20-23, 1 том.

5. B. Zhautikov, A. Amenova, **F. Zhautikov**, K. Tolubaev, Zh. Amenov. Advantages of complex ferroalloys over traditional during deoxidation of steel /Proceedings of X International Scientific and Practical Conference «The competitiveness of the nation is the main condition for improving the people's welfare» dedicated to the 55th anniversary of the Karaganda State Industrial University, November 29-30, 2018, p. 80-83.

6. С.А. Палеха., **Ф.Б. Жаутиков**. Система автоматизации агрегата печь-ковш сталеплавильного производства Electromechanical and energy systems. Modeling and optimization methods conference proceedings. The 17th international conference of students and young researchers. April 11–12, 2019. P 175-177.

7. А.З. Исагулов, **Ф.Б. Жаутиков**, Р.К. Жаслан. Исследование влияние способа введения легирующих элементов на свойства сталей / Сборник трудов Международной научно-практической конференции «Интеграция науки, образования и производства – основа реализации Плана нации» (Сагиновские чтения №11) Часть V. –Караганда, 14-15 июня 2019 года. С.222-224.

8. Б.А. Жаутиков, В.И. Романов, **Ф.Б. Жаутиков**, Р.Қ. Жаслан Узел блокировки устройства для разделения расплавов /Международная научно-практическая конференция «Повышение качества образования, современные инновации в науке и производстве», посвященная 80- летию основателя ЕИТИ имени академика К.Сатпаева д.ф-м.н. академика АПН Казахстана Марденова М.П., г. Екибастуз, 15-16 мая 2020 года. С.31-33.

Поданные и полученные охранные документы:

1. Б.А. Жаутиков, В.И. Романов, А.А. Айкеева, **Ф.Б. Жаутиков**. №33377 «Устройство для разделения металлургических расплавов». Бюл. №2 от 11.01.2019.

2. Б.А. Жаутиков, В.И. Романов, А.А. Айкеева, **Ф.Б. Жаутиков**. №33875 «Устройство для транспортировки материалов». Бюл. №36 от 06.09.2019.

3. Б.А. Жаутиков, В.И. Романов, А.А. Айкеева, **Ф.Б. Жаутиков**. А.Д. Касымжанова. №33571 Устройство для транспортировки материалов. Бюл. №16 от 19.04.2019.

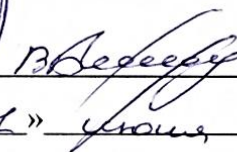
4. Б.А. Жаутиков, В.И. Романов, А.А. Айкеева, **Ф.Б. Жаутиков**. №33577 «Способ отделения шлака в конвертере». Бюл. №16 от 19.04.2019.
5. Б.А. Жаутиков, В.И. Романов, А.А. Айкеева, **Ф.Б. Жаутиков**. №33765 «Устройство для разделения расплавов». Бюл. №29 от 19.07.2019.
6. Б.А. Жаутиков, В.И. Романов, А.А. Айкеева, **Ф.Б. Жаутиков**, А.А. Аменова, Р.Қ. Жаслан. №34480 «Узел блокировки устройства для разделения расплавов» Патент РК на изобретение. Бюл. №30 от 30.07.2020.
7. Б.А. Жаутиков, В.И. Романов, А.А. Айкеева, **Ф.Б. Жаутиков**, А.А. Аменова, Р.Қ. Жаслан. Способ выпуска металла из конвертера. Евразийский патент (на экспертизе). Заявка KZ 2019.011 от 04.02.2019.
8. Б.А. Жаутиков, В.И. Романов, А.А. Айкеева, **Ф.Б. Жаутиков**, А.А. Аменова, Р.Қ. Жаслан. Устройство для разделения расплавов. Евразийский патент (на экспертизе). Заявка KZ 2019.012 от 04.02.2019.

ПРИЛОЖЕНИЕ В



УТВЕРЖДАЮ

Исполнительный директор
АО «Арселор Миттал Темиртау»



В.Б. Басин

«1» июня 2020г.

АКТ

об использовании результатов научных исследований по теме:
**«Исследование и разработка технологии двухстадийного
сталеплавленного передела по выплавке, выпуску, доводке в агрегате
печь-ковш углеродистого полупродукта в сталь»**

Настоящим актом подтверждается, что в рамках выполнения исследований получены результаты, а именно:

- на основе теоретических исследований представлены технологические аспекты выплавки углеродистого полупродукта в кислородном конвертере с контролем металлической, шлаковой, газовой фаз;

- проведен анализ системы обнаружения технологического шлака в потоке шлакометаллического расплава при выпуске из конвертера;

- проведена оптимизация оборудования и технологии в период выпуска металла в леточный канал. Установлено, что устройство для подачи материалов обеспечивает строгую траекторию движения грузопотока под струю сливаемого металла с высоты 11,4 метра в начальный период и высотой 4 метра в заключительной стадии слива металла из конвертера. Устройство подтверждено патентом РК №33571.

- В стартовый период выпуска металла предусмотрена отсечка шлака по инновациям – патенты Республики Казахстан на изобретение №33765 и №33377.

- Устройство по отсечке заключительной порции шлака подтверждены патентами Республики Казахстан на изобретение №33577 и №33875. Установлено, что при использовании устройства угар марганца сократился на 4,2%, кремния на 3,7%, алюминия на 4,4% на предприятии АО «Арселор

Миттал Темиртау», также предложенный прием позволяет сократить долю неметаллических включений на 1,2%;

- разработано устройство для сепарации металла от шлака на этапе подачи металла в кристаллизатор для слабовой заготовки.

Перечисленные результаты являются существенным инновационным вкладом в развитии процессов получения стали и позволяют повысить экологичность процесса плавки.

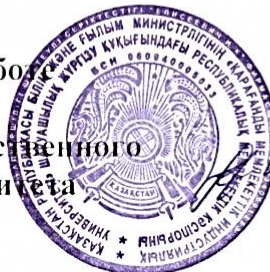
АО «Арселор Миттал Темиртау» планирует поэтапное внедрение вышеуказанных инноваций в производство.

Начальник технического отдела
АО «АрселорМиттал Темиртау»

Евтушенко И.Ю.

СОГЛАСОВАНО:

Проректор по научной работе
и международным связям
Карагандинского государственного
индустриального университета



Айкеева А.А.

ПРИЛОЖЕНИЕ Г
Копия полученных охранных документов

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ		РЕСПУБЛИКА КАЗАХСТАН		
REPUBLIC OF KAZAKHSTAN				
ПАТЕНТ PATENT				
№ 33377				
ӨНЕРТАБЫСҚА / НА ИЗОБРЕТЕНИЕ / FOR INVENTION				
	(21) 2017/1121.1 (22) 04.12.2017 Қазақстан Республикасы өнертабыстары мемлекеттік тізілімінде тіркеу күні / Дата регистрации в Государственном реестре изобретений Республики Казахстан / Date of the registration in the State Register of Inventions of the Republic of Kazakhstan: 08.01.2019			
(54) Балкыламаларды бөлуге арналған құрылғы Устройство для разделения металлургических расплавов Device for separating metallurgical liquid - alloys (73) Қазақстан Республикасы Білім және ғылым министрлігінің "Қарағанды мемлекеттік индустриялық университеті" шаруашылық жүргізу құқығындағы республикалық мемлекеттік кәсіпорыны (KZ) Республиканское государственное предприятие на праве хозяйственного ведения "Карагандинский государственный индустриальный университет" Министерства образования и науки Республики Казахстан (KZ) "Karaganda State Industrial University" Republican State Enterprise on the Right of Economic Management of the Ministry of Education and Science of the Republic of Kazakhstan (KZ) <table border="0" style="width: 100%;"><tr><td style="width: 50%; vertical-align: top;"> (72) Жаутиков Бахыт Ахатович (KZ) Романов Виктор Иванович (KZ) Айкеева Алтын Аманжоловна (KZ) Жаутиков Фархад Бахытович (KZ) </td><td style="width: 50%; vertical-align: top;"> Zhautikov Bakhyt Akhatovich (KZ) Romanov Viktor Ivanovich (KZ) Aikeyeva Altyn Amanzholovna (KZ) Zhautikov Farkhad Bakhytovich (KZ) </td></tr></table>			(72) Жаутиков Бахыт Ахатович (KZ) Романов Виктор Иванович (KZ) Айкеева Алтын Аманжоловна (KZ) Жаутиков Фархад Бахытович (KZ)	Zhautikov Bakhyt Akhatovich (KZ) Romanov Viktor Ivanovich (KZ) Aikeyeva Altyn Amanzholovna (KZ) Zhautikov Farkhad Bakhytovich (KZ)
(72) Жаутиков Бахыт Ахатович (KZ) Романов Виктор Иванович (KZ) Айкеева Алтын Аманжоловна (KZ) Жаутиков Фархад Бахытович (KZ)	Zhautikov Bakhyt Akhatovich (KZ) Romanov Viktor Ivanovich (KZ) Aikeyeva Altyn Amanzholovna (KZ) Zhautikov Farkhad Bakhytovich (KZ)			
				
«Ұлттық зияткерлік меншік институты» РМК директоры Директор РГП «Национальный институт интеллектуальной собственности» Director of RSE «National institute of intellectual property»				

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ



РЕСПУБЛИКА КАЗАХСТАН

REPUBLIC OF KAZAKHSTAN

ПАТЕНТ PATENT

№ 33875

ӨНЕРТАБЫСҚА / НА ИЗОБРЕТЕНИЕ / FOR INVENTION



(21) 2017/1122.1

(22) 04.12.2017

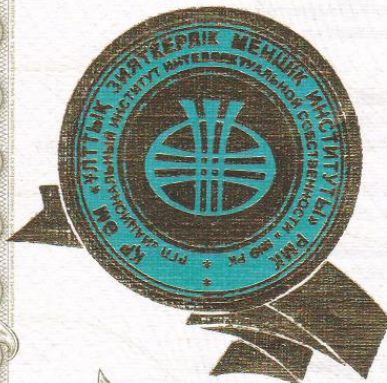
Қазақстан Республикасы Өнертабыстары мемлекеттік тізілімінде тіркеу күні /
Дата регистрации в Государственном реестре изобретений Республики
Казахстан / Date of the registration in the State Register of Inventions of the
Republic of Kazakhstan: 04.09.2019

(54) Материалдарды тасымалдауға арналған құрылғы
Устройство для транспортировки материалов
Device for transporting materials

(73) Қазақстан Республикасы Білім және ғылым министрлігінің "Қарағанды мемлекеттік индустриялық университеті" шаруашылық жүргізу құқығындағы республикалық мемлекеттік кәсіпорыны (KZ)
Республиканское государственное предприятие на праве хозяйственного ведения "Карагандинский государственный индустриальный университет" Министерства образования и науки Республики Казахстан (KZ)
"Karaganda State Industrial University" Republican State Enterprise on the Right of Economic Management of the Ministry of Education and Science of the Republic of Kazakhstan (KZ)

(72) Жаутиков Бахыт Ахатович (KZ)
Романов Виктор Иванович (KZ)
Айкеева Алтын Аманжоловна (KZ)
Жаутиков Фархад Бахытович (KZ)

Zhautikov Bakhyt Akhatovich (KZ)
Romanov Viktor Ivanovich (KZ)
Aikeyeva Altyn Amanzholovna (KZ)
Zhautikov Farkhad Bakhytovich (KZ)



Е. Оспанов
Y. Ospanov

«Ұлттық зияткерлік меншік институты» РМК директоры
Директор РГП «Национальный институт интеллектуальной собственности»
Director of the «National Institute of Intellectual Property» RSE

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ



РЕСПУБЛИКА КАЗАХСТАН

REPUBLIC OF KAZAKHSTAN

ПАТЕНТ PATENT

№ 33571

ӨНЕРТАБЫСҚА / НА ИЗОБРЕТЕНИЕ / FOR INVENTION



(21) 2018/0006.1

(22) 03.01.2018

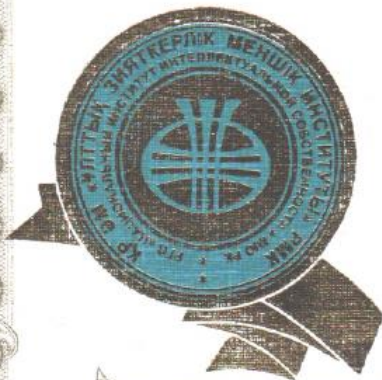
Қазақстан Республикасы өнертабыстары мемлекеттік тізілімінде тіркеу күні / Дата регистрации в Государственном реестре изобретений Республики Казахстан / Date of the registration in the State Register of Inventions of the Republic of Kazakhstan: 10.04.2019

(54) Материал тасымалдауға арналған құрылғы
Устройство для транспортировки материалов
Device for transporting materials

(73) Қазақстан Республикасы Білім және ғылым министрлігінің "Қарағанды мемлекеттік индустриялық университеті" шаруашылық жүргізу құқығындағы республикалық мемлекеттік кәсіпорыны (KZ)
Республиканское государственное предприятие на праве хозяйственного ведения "Карагандинский государственный индустриальный университет" Министерства образования и науки Республики Казахстан (KZ)
"Karaganda State Industrial University" Republican State Enterprise on the Right of Economic Management of the Ministry of Education and Science of the Republic of Kazakhstan (KZ)

(72) Жаутиков Бахыт Ахатович (KZ)
Романов Виктор Иванович (KZ)
Айкеева Алтын Аманжоловна (KZ)
Жаутиков Фархад Бахытович (KZ)
Касымжанова Айдана Доненбайқызы (KZ)

Zhautikov Bakhyt Akhatovich (KZ)
Romanov Viktor Ivanovich (KZ)
Aikeyeva Altyn Amanzholovna (KZ)
Zhautikov Farkhad Bakhytovich (KZ)
Kasymzhanova Aidana Donenbaykyzy (KZ)



Е. Омаров

«Ұлттық зияткерлік меншік институты» РМҚ директорынын м.а.
И.о. директора РГП «Национальный институт интеллектуальной собственности»
Executive director of RSE «National institute of intellectual property»

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ



РЕСПУБЛИКА КАЗАХСТАН

REPUBLIC OF KAZAKHSTAN

ПАТЕНТ PATENT

№ 33577

ӨНЕРТАБЫСҚА / НА ИЗОБРЕТЕНИЕ / FOR INVENTION



(21) 2018/0005.1

(22) 03.01.2018

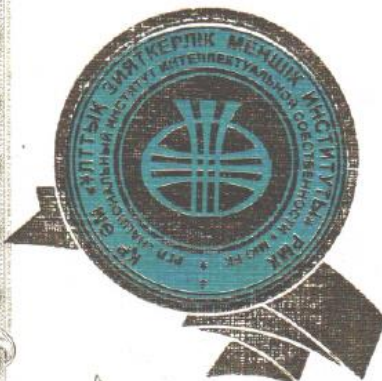
Қазақстан Республикасы өнертабыстары мемлекеттік тізілімінде тіркеу күні / Дата регистрации в Государственном реестре изобретений Республики Казахстан / Date of the registration in the State Register of Inventions of the Republic of Kazakhstan: 10.04.2019

(54) Конвертерде шлакты бөліп алу тәсілі
Способ отделения шлака в конвертере
Method of slag separation in converter

(73) Қазақстан Республикасы Білім және ғылым министрлігінің "Қарағанды мемлекеттік индустриялық университеті" шаруашылық жүргізу құқығындағы республикалық мемлекеттік кәсіпорыны (KZ)
Республиканское государственное предприятие на праве хозяйственного ведения "Карагандинский государственный индустриальный университет" Министерства образования и науки Республики Казахстан (KZ)
"Karaganda State Industrial University" Republican State Enterprise on the Right of Economic Management of the Ministry of Education and Science of the Republic of Kazakhstan (KZ)

(72) Жаутиков Бахыт Ахатович (KZ)
Романов Виктор Иванович (KZ)
Айкеева Алтын Аманжоловна (KZ)
Жаутиков Фархад Бахытович (KZ)

Zhautikov Bakhyt Akhatovich (KZ)
Romanov Viktor Ivanovich (KZ)
Aikeyeva Altyn Amanzholovna (KZ)
Zhautikov Farkhad Bakhytovich (KZ)



«Ұлттық зияткерлік меншік институты» РМК директорының м.а.
И.о. директора РГП «Национальный институт интеллектуальной собственности»
Executive director of RSE «National institute of intellectual property»

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ



РЕСПУБЛИКА КАЗАХСТАН

REPUBLIC OF KAZAKHSTAN

ПАТЕНТ PATENT

№ 33765

ӨНЕРТАБЫСҚА / НА ИЗОБРЕТЕНИЕ / FOR INVENTION



(21) 2018/0004.1

(22) 03.01.2018

Қазақстан Республикасы Өнертабыстары мемлекеттік тізілімінде
тіркеу күні / Дата регистрации в Государственном реестре
изобретений Республики Казахстан / Date of the registration in the State
Register of Inventions of the Republic of Kazakhstan: 12.07.2019

(54) Балқымаларды бөлуге арналған құрылғы
Устройство для разделения расплавов
Device for separation of smelts

(73) Қазақстан Республикасы Білім және ғылым министрлігінің "Қарағанды мемлекеттік индустриялық университеті" шаруашылық жүргізу құқығындағы республикалық мемлекеттік кәсіпорыны (KZ)
Республиканское государственное предприятие на праве хозяйственного ведения "Карагандинский государственный индустриальный университет" Министерства образования и науки Республики Казахстан (KZ)
«Karaganda State Industrial University» Republican State Enterprise on the Right of Economic Management of the Ministry of Education and Science of the Republic of Kazakhstan (KZ)

(72) Жаутиков Бахыт Ахатович (KZ)
Романов Виктор Иванович (KZ)
Айкеева Алтын Аманжоловна (KZ)
Жаутиков Фархад Бахытович (KZ)

Zhautikov Bakhyt Akhatovich (KZ)
Romanov Viktor Ivanovich (KZ)
Aikeyeva Altyn Amanzholovna (KZ)
Zhautikov Farkhad Bakhytovich (KZ)



Е. Оспанов
Y. Ospanov

«Ұлттық зияткерлік меншік институты» РМК директоры
Директор РГП «Национальный институт интеллектуальной собственности»
Director of the «National Institute of Intellectual Property» RSE

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ



РЕСПУБЛИКА КАЗАХСТАН

REPUBLIC OF KAZAKHSTAN

ПАТЕНТ PATENT

№ 34480

ӨНЕРТАБЫСҚА / НА ИЗОБРЕТЕНИЕ / FOR INVENTION



(21) 2019/0068.1

(22) 29.01.2019

(45) 30.07.2020

- (54) Балқымаларды бөлуге арналған құрылғының бұғаттау түйіні
Узел блокировки устройства для разделения расплавов
Lock unit of the melt separation device
- (73) Қазақстан Республикасы Білім және ғылым министрлігінің «Қарағанды мемлекеттік индустриялық университеті» шаруашылық жүргізу құқығындағы республикалық мемлекеттік кәсіпорыны (KZ)
Республиканское государственное предприятие на праве хозяйственного ведения «Карагандинский государственный индустриальный университет» Министерства образования и науки Республики Казахстан (KZ)
«Karaganda State Industrial University» Republican State Enterprise on the Right of Economic Management of the Ministry of Education and Science of the Republic of Kazakhstan (KZ)
- (72) Жаутиков Бахыт Ахатович (KZ) Zhautikov Bakhyt Akhatovich (KZ)
Романов Виктор Иванович (KZ) Romanov Viktor Ivanovich (KZ)
Айкеева Алтын Аманжоловна (KZ) Aikeeva Altyn Amanzholovna (KZ)
Жаутиков Фархат Бахытович (KZ) Zhautikov Farkhat Bakhytovich (KZ)
Аменова Алия Алихановна (KZ) Amenova Aliya Alikhanovna (KZ)
Жаслан Рымгүл Куатқызы (KZ) Zhaslan Rymgul Kuatkyzy (KZ)



ЭЦҚ қол қойылды
Подписано ЭЦП
Signed with EDS

Е. Куантыров
Е. Куантыров
Y. Kuantyrov

«Ұлттық зияткерлік меншік институты» РМК директоры
Директор РГП «Национальный институт интеллектуальной собственности»
Director of the «National Institute of Intellectual Property» RSE